
Московский
государственный
горный
университет



РЕДАКЦИОННЫЙ С О В Е Т

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

А.В. КОРЧАК

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

В.Л. ПЕТРОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

**ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

*президент МГГУ,
чл. -корр. РАН*

*директор
Издательства МГГУ*

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик МАН ВШ

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик МАН ВШ

академик РАН

академик РАН

академик РАН

М.Е. Певзнер
М.А. Иофис
В.Н. Попов

ГЕОМЕХАНИКА

Издание 2-е, стереотипное

*Рекомендовано Министерством
образования и науки Российской Федерации
в качестве учебника для студентов высших
учебных заведений, обучающихся по специальности
«Маркшейдерское дело» направления подготовки
дипломированных специалистов «Горное дело»*

**Высшее
горное
образование**



МОСКВА
ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
2008

УДК 622.831.31

ББК 38.58

П 23

Издано при финансовой поддержке Федерального агентства по печати и массовым коммуникациям в рамках Федеральной целевой программы «Культура России»

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124—94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей № 77.99.60.953.Д.008501.07.07

Экспертиза проведена Министерством образования и науки Российской Федерации (письмо № 03-740 от 22.12.04)

Рецензенты:

- д-р техн. наук **А.Б. Макаров** (зав. кафедрой Геодезии и маркшейдерского дела Российского государственного геологоразведочного университета);
- д-р техн. наук, профессор **В.И. Стрельцов** (ФГУП ВИОГЕМ)

Певзнер М.Е., Иофис М.А., Попов В.Н.

П 23 Геомеханика: Учебник для вузов. — 2-е изд., стер. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2008. — 438 с.: ил.

ISBN 978-5-7418-0528-2 (в пер.)

В учебнике, состоящем из двух разделов, изложены основы курса «Геомеханика». Первый раздел посвящен общим вопросам геомеханики: основным понятиям и определениям, механическим свойствам и напряженно-деформированному состоянию массива горных пород. Во втором разделе рассмотрены особенности геомеханических процессов, сопутствующих различным способам добычи полезных ископаемых: открытому, комбинированному и скважинному.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Маркшейдерское дело» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело». Может быть полезен студентам и аспирантам других горных специальностей, работникам учебных, научно-исследовательских, проектных и производственных организаций.

УДК 622.831.31

ББК 38.58

ISBN 978-5-7418-0528-2

© М.Е. Певзнер, М.А. Иофис, В.Н. Попов, 2005, 2008

© Издательство МГГУ, 2005, 2008

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2005, 2008

Всем, что я знаю о преподавании,
я обязан плохим студентам.

Джон Холт

Деятельность человека по использованию ресурсов недр вызывает развитие в недрах геомеханических процессов, связанных с изменением напряженного состояния, деформированием и разрушением горных пород. Эти процессы могут как способствовать повышению эффективности недропользования, так и вызывать крайне неблагоприятные технологические и экологические последствия. Как следствие, на территории Российской Федерации от негативных проявлений неуправляемых геомеханических процессов страдают многочисленные объекты недропользования, промышленные регионы и участки земной поверхности.

Поэтому целью учебника является выработка у будущих горных инженеров знаний, умений и представлений, необходимых для решения задач геомеханического обеспечения недропользования.

Учебник создавался авторским коллективом на основе обобщения учебных планов ведущих вузов, в которых осуществляется подготовка горных инженеров, многолетнего опыта преподавания геомеханики в Московском государственном горном университете и практики проведения геомеханических исследований в различных горно-промышленных регионах нашей страны и за рубежом. В учебнике использованы результаты собственных исследований авторов, которые получили всеобщее признание специалистов и опубликованы в нашей стране и за рубежом.

Содержание учебника соответствует требованиям Примерной программы дисциплины «Геомеханика», утвержденной Министерством образования РФ 6 ноября 2001 г.

Предисловие, главы 1, 2, 3, 8 написаны М.Е. Певзнером, глава 6 – М.А. Иофисом, главы 4 и 5 – М.Е. Певзнером и В.Н. Поповым, глава 7 – М.Е. Певзнером и М.А. Иофисом.

Ряд ценных замечаний при просмотре рукописи высказал проф. Г.А. Орлов.

Авторы выражают искреннюю признательность рецензентам рукописи учебника за полезное обсуждение и конструктивные замечания, а также зав. лабораторией кафедры Маркшейдерского дела и геодезии МГГУ А.М. Андропову за помощь при подготовке рукописи к изданию.

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ГЕОМЕХАНИКИ

Глава 1
Геомеханика: основные
понятия и определения

Глава 2
Механические свойства
горных пород

Глава 3
Напряженно-деформированное
состояние горных пород

Глава 4
Массив горных пород
и его механические свойства

Раздел

1

ГЕОМЕХАНИКА: ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Науки делятся на две группы:
на геомеханику и собирание марок.

Третье следствие принципа Э. Резерфорда

1.1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Бюро Отделения геологии, геофизики, геохимии и горных наук Российской Академии наук в 1997 г. утвердило новую классификацию горных наук. В соответствии с этим решением данная классификация должна стать основной методической базой при проведении исследований во всех областях горных наук, в учебно-педагогическом процессе, а также при разработке проектных и нормативных материалов.

Современное естественно-научное содержание и методология горных наук раскрываются авторами классификации как система знаний о закономерностях и способах комплексного и экологически безопасного освоения и сохранения недр на основе постоянного технологического воспроизведения их ресурсов и нового функционального назначения.

Все горные науки авторами классификации разделены на 4 группы: горное недроведение, горная системология, геотехнология и обогащение полезных ископаемых. Геомеханика включена авторами классификации в группу «Горное недроведение» наряду с горно-промышленной геологией, геометрией и квалитетом недр, разрушением горных пород, рудничной аэродинамикой и горной теплофизикой. Все эти науки объединены общей идеей – выявить закономерности техногенной эволюции недр. Только после этого, по мнению авторов классификации, можно будет судить о базе георесурсов для промышленности,

получить представление о состоянии недр и оценить степень комплексности их освоения, сохранения и динамики возможных целенаправленных воздействий.

Под геомеханикой авторами учебника понимается наука о механических свойствах и механическом состоянии массива горных пород и процессах деформирования и разрушения (геомеханических процессах), происходящих в нем в определенных природных условиях под влиянием горно-технических (технологических) факторов.

Условия – это совокупность естественно-природных особенностей массива горных пород. Их влияние на процессы, как правило, не претерпевает существенных изменений во времени.

Под *фактором* (от лат. factor – делающий, производящий) в общем случае понимают причину, движущую силу (воздействие) какого-либо процесса, определяющую его характер или отдельные черты.

Природные факторы делятся на две группы: экзогенные и эндогенные.

Природные экзогенные факторы – это *внешние* по отношению к массиву горных пород факторы, определяющие его выветривание, эрозию, температурный режим и другие процессы, зависящие от климатических условий, энергии солнечной радиации и др.

Природные эндогенные факторы – это *внутренние* по отношению к массиву горных пород факторы, обусловленные в основном эволюцией Земли как планеты и проявляющиеся в виде тектонических движений, процессов магматизма, метаморфизма и др.

Геомеханические процессы – процессы деформирования и разрушения массива горных пород, возникающие в результате изменения его механического состояния под воздействием природных экзогенных и технологических факторов и достигающие в определенных условиях земной поверхности.

Геодинамические процессы – процессы деформирования и разрушения массива горных пород, возникающие в результате изменения его механического состояния под воздействием при-

родных эндогенных и технологических факторов и достигающие в определенных случаях земной поверхности.

При разработке месторождений открытым способом в массиве горных пород проявляются, главным образом, геомеханические процессы.

При разработке месторождений подземным способом и скважинными методами в массиве горных пород проявляются как геомеханические, так и геодинамические процессы.

Необходимо отметить, что существуют и другие определения понятия геомеханики. Так, например, Н.А. Цытович и З.Г. Тер-Мартirosян определяют геомеханику как специальную область общей механики, посвященную количественной оценке механических процессов в верхних слоях земной коры и включающую: механику сплошных массивно-кристаллических горных пород, механику скальных (трещиновато-блочных) пород, механику многофазных грунтов, механику органоминеральных и органических масс, которые все в механическом смысле подчиняются единым общим фундаментальным аналитическим зависимостям, но для любого отдельного класса пород обязательно еще и в каждом конкретном случае экспериментально устанавливать вид добавочных физических уравнений, характеризующих ее деформативно-напряженное состояние.

Приведенные определения геомеханики достаточно близки между собой, несмотря на то, что авторы второго определения занимаются в основном решением задач прикладной геомеханики в строительстве.

Предметом геомеханики как науки являются свойства и состояние массива горных пород с учетом твердой, жидкой и газообразной фаз и их изменения в процессе техногенного воздействия на массив горных пород.

Целью геомеханики как науки является создание гипотез, теорий и методов, позволяющих:

- получать оперативную и надежную информацию о механических свойствах и природном напряженно-деформированном состоянии массива горных пород;
- устанавливать закономерности изменения этого состояния в результате развития в нем процессов деформирования и

разрушения под влиянием природных и технологических факторов;

- определять систему технологических методов управления геомеханическими и геодинамическими процессами в массиве горных пород для обеспечения эффективного и безопасного освоения ресурсов недр.

Методы геомеханических исследований основываются на использовании данных математики, физики твердого тела, теории упругости и пластичности, реологии, геологических и горных наук и применяются для решения конкретных задач, которые ставятся перед геомеханикой при недропользовании. Эти методы могут быть разделены на теоретические, эмпирические и полуэмпирические.

Теоретические методы базируются преимущественно на уравнениях, используемых в механике сплошной среды. При этом массив горных пород рассматривается как упругая, пластичная, вязкая, сыпучая или другая идеализированная среда, отличающаяся от реальной. Теоретические методы для инженерных расчетов применяются редко.

В практике недропользования используются в основном эмпирические и полуэмпирические методы расчета. Эмпирические методы базируются на зависимостях, полученных непосредственно из результатов инструментальных наблюдений в натурных условиях, полуэмпирические – на зависимостях, установленных на основании обобщений, теоретических соображений, физических и математических аналогий. Численные значения коэффициентов в расчетных формулах полуэмпирических методов определяются по данным натурных наблюдений.

Четкую грань между упомянутыми методами провести очень сложно, особенно для полуэмпирических методов, которые примыкают, с одной стороны, к эмпирическим, а с другой стороны, к теоретическим методам расчета. Одни полуэмпирические методы базируются преимущественно на логических соображениях, другие – на относительно строгих теоретических выводах.

За рубежом получили распространение способы расчета, построенные главным образом на различных предположениях и аналогиях. Общим недостатком методов, применяемых за рубежом, является то, что они основаны на условных предположениях, не вытекают непосредственно из физической сущности процессов. Такими недостатками обладали долгое время и методы, применяемые в отечественной практике. Лишь в последние годы, благодаря фундаментальным исследованиям ряда научно-исследовательских институтов горного профиля, удалось выявить новые важные закономерности развития деформационных процессов в толще пород и установить четкие зависимости параметров этих процессов от основных влияющих факторов.

По объему высокоточных инструментальных наблюдений за развитием геомеханических и геодинамических процессов в различных горно-геологических условиях отечественная школа геомехаников значительно превзошла все научные школы мира. Наблюдения охватывают глубины от земной поверхности до 1200 м, углы падения – от 0 до 90°, размеры выработанного пространства – от единиц до тысячи метров и практически все встречающиеся в природе геомеханические и газодинамические состояния массива [67].

Содержание геомеханики как науки можно разделить на следующие семь частей.

В первую часть входят теории и основанные на них методы, позволяющие получить объективную информацию о свойствах горных пород в образце и в массиве.

Во вторую часть входят теории и основанные на них методы, позволяющие получить объективную информацию о природном напряженном деформированном состоянии массива горных пород в различных горно-геологических и гидрогеологических условиях.

В третью часть входят теории и основанные на них методы, позволяющие установить закономерности изменения природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород при открытом способе разработки месторождений

полезных ископаемых (физико-технической открытой геотехнологии) и разработать технику и технологию управления деформационными процессами в этих условиях.

В *четвертую часть* входят теории и основанные на них методы, позволяющие установить закономерности изменения природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород при подземном способе разработки месторождений полезных ископаемых (физико-технической подземной геотехнологии) и разработать технику и технологию управления деформационными процессами (в том числе применительно к взаимодействию горных пород и крепей выработок) в этих условиях.

В *пятую часть* входят теории и основанные на них методы, позволяющие установить закономерности изменения природного напряженно-деформированного состояния при комбинированном способе разработки месторождений полезных ископаемых (комбинированной физико-технической геотехнологии) и разработать технику и технологию управления деформационными процессами в этих условиях.

В *шестую часть* входят теории и основанные на них методы, позволяющие установить закономерности изменения природного напряженно-деформированного состояния при разработке месторождений полезных ископаемых через специальные скважины (физико-химической геотехнологии) и разработать технику и технологию управления деформационными процессами в этих условиях.

И, наконец, в *седьмую часть* входят теории и основанные на них методы, позволяющие установить закономерности изменения природного напряженно-деформированного состояния при строительстве подземных сооружений (строительной геотехнологии) и установить технику и технологию управления деформационными процессами в этих условиях. Эта часть геомеханики в настоящем учебнике не рассматривается, так как она не входит в вышеупомянутую Примерную программу курса «Геомеханика».

1.2. СВЯЗЬ ГЕОМЕХАНИКИ С ДРУГИМИ НАУКАМИ

Геомеханика в своих научных основах, методах и средствах изучения массива горных пород и закономерностей процессов, происходящих в нем при недропользовании, тесно взаимодействует с другими научными дисциплинами и, в первую очередь, с горными науками (рис. 1.1).

Связь геомеханики с маркшейдерией основана на том, что в задачи маркшейдерской службы горных предприятий входят организация и проведение инструментальных наблюдений за процессами сдвижения горных пород, деформациями горных выработок, устойчивым состоянием конструктивных элементов систем разработки, деформациями земной поверхности, зданий и сооружений, за устойчивостью уступов, бортов карьеров и откосов отвалов. А ведь именно деформации горных пород и силы, вызывающие эти деформации, и являются предметом геомеханики как науки.



Рис. 1.1. Связь геомеханики с другими научными дисциплинами

Контроль за изменением геомеханического состояния породного массива в процессе освоения недр производится путем проведения, главным образом, маркшейдерских инструментальных наблюдений за деформациями горных пород и земной поверхности. Результаты инструментальных наблюдений используются для решения следующих задач:

- установления правомерности для рассматриваемых условий принятой при расчетах модели деформирования массива;
- определения правильности используемых при расчетах характеристик породного массива;
- уточнения закономерностей развития деформационных процессов и зависимостей его параметров от основных влияющих факторов;
- контроля за развитием деформаций земной поверхности и охраняемых объектов с целью своевременного принятия защитных мероприятий по предотвращению или снижению вредных последствий горных разработок при приближении наблюдаемых деформаций к их допустимым или предельным значениям;
- установления эффективности принимаемых мер защиты;
- определения степени влияния горных работ при возмещении ущерба, нанесенного владельцу подработанного объекта.

Таким образом, между маркшейдерией и геомеханикой существуют не только прямые (как было показано выше), но и обратные связи, поскольку именно маркшейдерская служба обязана перенести в натуру геометрические элементы запроектированных барьерных и предохранительных целиков.

Связь между геомеханикой и **горно-промышленной геологией** проявляется в следующем. Как известно, горно-промышленная геология представляет собой совокупность знаний о процессах, протекающих в геологической среде при техногенном воздействии на недра и закономерностях изменения при этом свойств георесурсов. Геологическая информация используется в геомеханике для прогноза влияния недропользования на состояние природных и промышленных объектов.

Связь между геомеханикой и **горными науками**, объединенными в группу «Геотехнология», заключается в следующем.

Из вышеприведенной классификации следует, что геотехнология – это комплекс горных наук об извлечении полезных ископаемых из недр и водоемов или использовании георесурсов тех видов, утилизация которых не предполагает их извлечения (например, подземные полости). Объединяющей идеей группы горных наук «Геотехнология» является выявление научных предпосылок для технических решений, расширяющих и углубляющих возможности горных предприятий, и преобразования недр в целом. Изменения природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород обусловлены, в первую очередь, воздействием технологий, процессов и технических средств, характеризующих геотехнологии. Применение в геотехнологии информации о составе, строении, свойствах и состоянии массива горных пород позволяет научно обосновать и реализовать на практике наиболее эффективные технические решения.

Геомеханика использует для решения свойственных ей задач методы механики и, в частности, механики сплошной среды. Такими методами являются методы математической теории упругости, пластичности и теории предельного равновесия. Как отмечено в работе [57], для всех указанных методов общим является то, что первоначально рассматривается состояние и поведение материала в некоторых бесконечно малых объемах, на которые можно мысленно разделить все рассматриваемое тело, иначе говоря, рассматривается процесс в точках тела. Затем математическими методами от состояния в точке переходят к состоянию тела в целом, т.е. к полному описанию некоторого геомеханического процесса. При этом первоначально мысленно расчлененное на бесконечно малые объемы тело вновь собирается воедино.

Связь геомеханики с математикой проявляется в следующем:

- при решении дифференциальных уравнений плоского равновесия совместно с уравнением предельного равновесия среды с трением была получена система дифференциальных уравнений гиперболического типа. Численное и графическое

решения этой системы, предложенные В.В. Соколовским и С.С. Голушкевичем, были использованы при оценке предельных состояний массива горных пород вокруг открытых и подземных горных выработок;

- применение вероятностно-статистических методов для оценки и обработки показателей, характеризующих состав, строение, свойства и состояние массива горных пород, значительно повышает надежность предлагаемых инженерных решений.

Связь геомеханики с геофизикой заключается в том, что для изучения природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород и закономерностей его изменения под влиянием природных и техногенных факторов все более широко применяются геофизические методы, такие, как гравиметрический, электрометрический, звукометрический и др. Естественно, что применению того или иного метода для решения конкретных геомеханических задач должно предшествовать глубокое теоретическое обоснование.

Проведенный краткий анализ показывает, что геомеханика, являясь самостоятельной горной наукой, тесно взаимодействует с другими областями знаний.

1.3. ЭТАПЫ РАЗВИТИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ГЕОМЕХАНИКИ

В истории развития геомеханики можно выделить несколько этапов. Это деление является до некоторой степени условным, так как результаты исследований, выполненных на одном этапе, продолжают и развиваются в последующем.

Первый (начальный) этап относится ко второй половине XIX века. В это время началось изучение процесса сдвижения горных пород при подземном способе разработки с помощью простейших инструментальных наблюдений на поверхности и обобщения опыта ведения горных работ. Поскольку горные работы велись тогда на относительно небольших глубинах, механизм сдвижения горных пород над очистной выработкой пред-

ставлялся в виде оседания всей покрывающей толщи пород как единого целого между двумя поверхностями разрыва, простирающимися от границ очистной выработки до земной поверхности. На этом этапе появилась и первая формула для определения величины оседания земной поверхности η над серединой очистной выемки:

$$\eta = m \cos \alpha, \quad (1.1)$$

где m – вынимаемая мощность пласта, м; α – угол падения пласта, градус.

С увеличением глубины горных работ было установлено, что размеры зоны сдвижений земной поверхности существенно превышают площадь выработанного пространства. Поэтому было высказано предположение о том, что все точки земной поверхности и породного массива, расположенные над очистной выработкой, опускаются вертикально, а в краевых зонах смещаются по направлению к границам выработки. Над очистной выработкой наблюдаются деформации сжатия, а у краев мульды оседания – деформации растяжения. Этот этап завершился созданием первой теории сдвижения горных пород, в соответствии с которой процесс сдвижения горных пород рассматривается как прогиб плиты или как образование геосинклинали.

К началу XX века относится **второй этап развития геомеханики**. На этом этапе многие авторы предлагали свои гипотезы возникновения горного давления при подземной разработке месторождений полезных ископаемых и обосновывали методы расчета его величины. Основопологающей отечественной работой, в которой развивалась так называемая «гипотеза свода», явилась работа М.М. Протодяконова «Давление горных пород на рудничную крепь (теория рудничного крепления)» (1907 г.).

Сущность гипотезы свода состоит в следующем: над штольнообразной выработкой образуется свод давления, который воспринимает вес вышележащей толщи пород, разгружая крепь. Максимальная нагрузка на крепь определяется весом пород внутри свода. Вес всей толщи (до поверхности) передается пятами свода на массивы пород по бокам выработки. В свою оче-

редь, эти боковые породы, словно штампы, давят на почву, выжимая ее внутрь выработки. При расчете давления на крепь трапцевидных выработок при слабосвязных и сыпучих породах кровли теория М.М. Протодяконова давала достаточно приемлемые результаты. Автор удачно предreshил вопрос о переходе пород вокруг выработки в частично разрушенное (или, как сейчас принято говорить, запредельное) состояние. М.М. Протодяконов приложил гипотезу свода к лавам пологих пластов для расчета призабойной крепи. Согласно этому варианту гипотезы, свод давления образуется с момента проведения разрезной выработки. Задача считается плоской в поперечном сечении разрезной печи. По мере отхода забоя лавы свод давления увеличивается до тех пор, пока его вершина не достигнет земной поверхности. При дальнейшем отходе забоя появляется вторичный свод давления, задней опорой которого является уже не угольный массив, а обрушенные породы (или закладка). Хотя рекомендации М.М. Протодяконова имели ограниченное применение, для своего времени они являлись весьма прогрессивными и способствовали выходу отечественной геомеханики на передовые рубежи в мире. В это же время получили распространение методы расчета, основанные на использовании положений теории сопротивления материалов и строительной механики.

Третий этап развития геомеханики относится к двадцатым годам XX века и характеризуется применением методов теории упругости к решению проблем горного давления. В 1925–1926 гг. А.Н. Динник впервые предложил использовать теорию упругости для описания напряженно-деформированного состояния горных массивов и сформулировал решение задачи теории упругости для тяжелого полупространства в предположении равенства нулю горизонтальных деформаций. Отсюда появилось понятие исходного бокового давления, отличного от нуля, а отношение этого давления к вертикальному горному давлению получило название коэффициента исходного бокового давления. Таким образом, в 20–30-х годах прошлого столетия впервые при решении проблем горного давления стали использоваться исходные понятия об упругих средах, закон Гука и уравнения равновесия.

Начало *четвертого этапа в развитии* геомеханики в России приурочено к середине тридцатых годов, когда в результате исследований Г.Н. Кузнецова был разработан новый метод моделирования проявлений горного давления с помощью эквивалентных материалов. Позднее для изучения геомеханических процессов стали широко применять моделирование на оптически активных материалах (В.Ф. Трумбачев) и центробежное моделирование (М.Н. Гольдштейн, Г.И. Покровский, И.С. Федоров). Применение в нашей стране методов моделирования позволили получить важную информацию о напряженно-деформированном состоянии массива горных пород для различных горно-геологических условий и разработать методы расчета деформаций горных пород.

Пятый этап развития геомеханики связан с широко известными работами В.В. Соколовского и С.С. Голушкевича и характеризуется дальнейшим расширением применения аналитических методов для решения геомеханических проблем.

В 1942 г. член-корреспондент АН СССР В.В. Соколовский опубликовал монографию «Статика сыпучей среды». С появлением этой и других работ В.В. Соколовского, в которых был изложен *численный метод* решения дифференциальных уравнений предельного равновесия для случая плоской деформации, различные задачи о предельном равновесии горных пород были объединены стройной теорией, которая во многих случаях является базой для расчетов предельных состояний горных пород вокруг открытых и подземных горных выработок. Как отмечает В.Г. Березанцев, в теории предельного равновесия не нужно задаваться очертанием поверхностей скольжения; их форма, а также значения и направления напряжений получаются в результате решения дифференциальных уравнений предельного напряженного состояния (предельного равновесия), выведенных на основании условия, характеризующего механические характеристики горных пород и уравнений статики. Вслед за монографией В.В. Соколовского появились и другие работы, в той или иной степени развивающие его идеи. С.С. Голушкевич разработал и в 1948 г. опубликовал *графический метод* решения

дифференциальных уравнений предельного равновесия, в котором строится сетка линий скольжения и специальная полярная диаграмма. В.Г. Березанцев изучил полное предельное равновесие при наличии осевой симметрии (равенства двух главных напряжений) и разработал (1953 г.) метод, позволяющий решить ряд важных в практическом отношении задач, в частности, рассчитать устойчивость оснований сооружений.

Работы В.В. Соколовского и С.С. Голушкевича послужили основой для разработки многих инженерных методов расчета предельных нагрузок на ленточные целики, предельного состояния пород вокруг одиночных горных выработок, вертикальных шахтных стволов и кровли очистных выработок, а также расчета устойчивости уступов и бортов карьеров. Здесь следует отметить значительный вклад Г.Л. Фисенко (ВНИМИ).

Из большого числа отечественных ученых, развивавших идеи применения аналитических методов в геомеханике, необходимо отметить труды Д.И. Шермана и С.Г. Лехницкого, оказавших значительное влияние на развитие геомеханики. Так, Д.И. Шерман разработал метод расчета напряжений около двух сближенных выработок большой протяженности, имеющих эллиптическое сечение и расположенных на значительной глубине.

В трудах С.Г. Лехницкого дана постановка и точное решение задачи о распределении напряжений и смещений в квазиизотропном (т.е условно изотропном) массиве вокруг вертикального ствола.

В 1950–1960 гг. была разработана теория гидроразрыва горных пород (С.А. Христианович, Г.И. Баренблатт, Ю.П. Желтов), основанная на прорастании трещин, заполняемых жидкостью, находящейся под давлением. Эта теория в дальнейшем развивалась во многих странах и ее результаты широко использовались при нефтедобыче.

В эти же годы были опубликованы труды К.В. Руппенейта, в которых была сделана попытка применить методы механики сплошной среды для определения величины смещения кровли над очистной выработкой и давления на крепь для конкретных

условий. При неоднозначности оценок этих трудов необходимо отметить, что они способствовали развитию аналитических методов исследования проблем геомеханики.

Шестой (современный) этап в развитии геомеханики, начавшийся в 1980-х годах, в значительной мере подвел итоги научных и практических результатов, достигнутых на предыдущих этапах, которые сводятся к следующему.

а) При разработке месторождений подземным способом:

1. Определены основные параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности в основных угольных и рудных бассейнах СССР; допустимые и предельные деформации земной поверхности для гражданских и промышленных зданий, технологического оборудования, транспортных коммуникаций, инженерных сооружений при разработке отдельных пластов.

2. Составлены классификации оценок повреждений объектов в зависимости от деформаций земной поверхности, типов объектов, их конструктивных особенностей и других факторов.

3. Установлены условия безопасной выемки угольных пластов и рудных тел под водными объектами и обводненными породами.

4. Разработаны инженерные методы расчета сдвижений и деформаций земной поверхности при разработке пологих, наклонных и крутых пластов, в том числе в зонах влияния тектонических сооружений при залегании пород в синклинальных и шарнирных складках.

5. Разработаны методы прогноза вероятных сдвижений и деформаций при перспективном планировании горных работ.

6. Разработаны горные меры защиты отдельных объектов, включая построение целиков в различных горно-геологических условиях и специальные способы ведения горных работ.

7. Разработаны меры защиты глубоких вертикальных стволов.

8. Обоснованы рациональные и эффективные способы наблюдений за сдвижением горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми объектами при современных глубинах горных разработок.

9. Разработаны методы борьбы с горными ударами.

б) При разработке месторождений открытым способом:

1. Научно обоснованы и разработаны инженерные методы расчета устойчивости бортов карьеров и откосов отвалов вытянутой и круглой формы.

2. Исследован характер деформирования различных инженерно-геологических комплексов пород, установлены предельные деформации сдвига при различных коэффициентах запаса устойчивости.

3. Оценено влияние на устойчивость бортов карьеров и откосов отвалов особенностей геологического строения массива горных пород, гидрогеологических и горно-технических факторов.

4. Разработаны методы и аппаратура натурных и лабораторных испытаний пород для получения предельных характеристик сдвига и деформационных характеристик слоистых и блочных массивов.

5. Изучены деформации бортов карьеров в различных горно-геологических условиях и причины их возникновения, разработана методика длительных инструментальных маркшейдерских наблюдений за деформациями бортов карьеров.

Необходимо отметить, что в исследовании проблем геомеханики принимало участие большое число научно-исследовательских, учебных и проектных институтов, включая ВНИМИ и его филиалы, ИПКОН РАН, ИГД им. А.А. Скочинского, Горный институт Кольского научного центра Академии наук, Институт горного дела Сибирского отделения Академии наук, ВИОГЕМ, ГИГХС, ВНИИГ, ВНИПИгорцветмет, Ленинградский горный институт, Московский горный институт, Свердловский горный институт, Донецкий политехнический институт, Новочеркасский политехнический институт, Казахский политехнический институт и многие другие организации.

Усилиями ученых и специалистов в СССР, а теперь и в России создана и утверждена в установленном порядке мощная нормативно-техническая база по геомеханическому обеспечению горных работ.

Достижения отечественных ученых в области геомеханики были отмечены Государственными премиями СССР в области науки и техники:

1971 г. – Разработка и внедрение комплекса мер борьбы с горными ударами на шахтах СССР (И.М. Петухов, Я.А. Бич, А.Н. Омельченко, С.Г. Авершин, Б.Ш. Винокур, В.Н. Власов, В.А. Литвин, В.С. Старосельцев, Т.К. Прочан, В.Н. Огнев, Б.В. Смирнов, А.А. Еркин).

1982 г. – Создание научных основ, разработка и внедрение мер предупреждения и борьбы с оползневыми явлениями на разрезах и карьерах при открытом способе добычи полезных ископаемых (Г.Л. Фисенко, А.М. Мочалов, Т.К. Пустовойтова, В.Т. Сапожников, А.М. Галкин, Р.М. Гусев, В.Г. Зотеев, А.И. Ильин, М.А. Ревазов, М.Е. Певзнер).

1984 г. – Разработка и создание моделей геомеханических процессов с использованием эквивалентных материалов и применение этих моделей при ведении горных работ и подземном строительстве (Г.Н. Кузнецов, К.А. Ардашев, Ф.П. Глушихин, В.Н. Земисев, Н.А. Филатов, М.Ф. Шклярский, Г.Г. Юревич, Г.И. Грицко, Е.И. Шемякин, Г.А. Катков, А.А. Борисов).

1989 г. – Создание и внедрение методов управления горным давлением при подземной разработке рудных месторождений на основе исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород (И. Айтматов, В.И. Борщ-Компониец, Н.П. Влох, П.В. Егоров, А.А. Козырев, С.В. Кузнецов, М.В. Курлени, А.В. Леонтьев, В.С. Ямщиков, Г.А. Марков, И.А. Турчинов).

Исследования в области геомеханики в нашей стране продолжают.

МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Читая древних мудрецов,
часто находишь что-то свое.
Вольтер

Для решения многих важных теоретических и практических задач, возникающих в современном недропользовании, необходимо детально изучить горные породы.

Под горными породами обычно понимаются плотные или рыхлые агрегаты, состоящие из однородных или различных минералов, либо минералов и обломков других пород. Горные породы образуются в результате геологических процессов в определенной обстановке внутри земной коры или на ее поверхности и по своему происхождению делятся на осадочные, изверженные (магматические) и метаморфические.

По характеру и физической природе связей между минеральными составляющими горной породы различают следующие три группы: твердые горные породы (изверженные, метаморфические, осадочные сцементированные), связные (глинистые) и несвязные (раздельно-зернистые).

Горные породы считаются изученными, если определены их состав, строение, свойства и состояние, а также зависимости, связывающие эти характеристики между собой с учетом фактора времени.

2.1. СОСТАВ ГОРНЫХ ПОРОД

При исследовании состава горных пород в зависимости от поставленных задач определяют: гранулометрический, микроагрегатный, минеральный и химический составы.

Под *гранулометрическим* составом понимают содержание в породе частиц различной крупности (фракций), выраженное в процентах к массе абсолютно сухой породы.

Классификация гранулометрических фракций, принятая в инженерно-геологической практике, приведена в табл. 2.1.

Классификация горных пород по гранулометрическому составу приведена в табл. 2.2.

Таблица 2.1

Наименование фракций	Разновидность фракций	Размер частиц, мм
Валуны и камни	Крупные	Более 800
	Средние	800–400
	Мелкие	400–200
Галька и щебень	Очень крупные	200–100
	Крупные	100–60
	Средние	60–40
	Мелкие	40–20
Гравий и дресва	Крупные	20–10
	Средние	10–4
	Мелкие	4–2
Песчаные частицы	Очень крупные	2–1
	Крупные	1–0,5
	Средние	0,5–0,25
	Мелкие	0,25–0,1
	Тонкие	0,10–0,05
Пылеватые частицы	Крупные	0,05–0,01
	Мелкие	0,01–0,005
Глинистые частицы	Грубые	0,005–0,001
	Тонкие	Менее 0,001

Таблица 2.2

Горная порода	Содержание частиц, %		
	глинистых	пылеватых	песчаных
Глина тяжелая	Более 60	–	Менее, чем пылеватых
Глина	60–30	–	
Глина пылеватая	Менее 30	Более, чем в каждой из двух остальных групп порознь	

Горная порода	Содержание частиц, %		
	глинистых	пылеватых	песчаных
Суглинок:			
тяжелый, пылеватый	30–20	Более, чем песчаных	Менее, чем пылеватых
тяжелый	30–20		
средний	20–15		
пылеватый	20–15		
средний	15–10		
легкий			
пылеватый легкий	15–10		
Супесь:			
тяжелая	10–6	Более, чем песчаных	Менее, чем пылеватых
пылеватая тяжелая	10–6		
легкая	6–3		
пылевая легкая	6–3		
Песок	Менее 3	Менее 20	–
Песок пылеватый	Менее 3	20–50	–
Пыль	Менее 3	Более 50	–

Микроагрегатный состав породы – содержание в ней микроагрегатов (сочетание органических и минеральных частиц) различной крупности, выраженное в процентах к массе абсолютно сухой породы.

Микроагрегатный состав дает представление о природной дисперсности горной породы, т. е. степени дисперсности. В зависимости от степени дисперсности выделяют [32] следующие системы: грубые дисперсии с размером частиц менее 0,002 мм; тонкие дисперсии – 0,002–0,0001 мм; коллоиды – 0,0001–0,000001 мм; молекулярные системы – менее 0,000001 мм. Чем больше дисперсность тела, тем более активно оно может взаимодействовать при определенных условиях с дисперсионной средой на границе раздела фаз.

Сопоставление данных гранулометрического и микроагрегатного анализов позволяет определить характер преобладающих структурных связей в горной породе. Для этого И.М. Горькова [14] предлагает определять коэффициент агрегированности K_{agr} , представляющий собой отношение процентного содержания частиц с размерами < 5 и < 1 мкм, входящих в гранулометрический и микроагрегатный составы. По характеру агрегированности И.М. Горькова [14] выделяет следующие типы структурных связей (табл. 2.3).

Под *минеральным* составом горной породы понимается содержание в ней различных минералов, выраженное в процентах к массе абсолютно сухой породы. По минеральному составу твердые горные породы разделяют [44] на мономинеральные (мрамор, гипс и др.) и полиминеральные (большинство горных пород). При изучении минерального состава горных пород определяют содержание в породе тех или иных минералов, характер взаимоотношений минералов с другими компонентами, тип кристаллов и вид продуктов разложения. Для осадочных сцементированных пород особую важность приобретает состав, степень и характер выветрелости их обломочной части (обломочный материал + цемент). При исследовании связных горных пород необходимо изучить минеральный состав их глинистой фракции.

Как известно, глины слагаются преимущественно чрезвычайно мелкими кристаллическими частицами ($< 0,002$ мм) небольшой группы минералов, получивших название глинистых.

Таблица 2.3

Структурные связи	Коэффициент агрегированности для частиц размером	
	менее 1 мкм	менее 5 мкм
Стабилизационные	1	1
Коагуляционные	5–45	1
Пластифицированно-коагуляционные	Менее 3	Менее 2
Смешанные коагуляционно-конденсационные (кристаллизационные)	6–38	2–30

Это главным образом водные алюмосиликаты, причем в некоторых из них алюминий полностью или частично замещен магнием или железом, а в других в больших или меньших количествах присутствуют щелочи или щелочные земли. Иногда глины состоят из одного глинистого минерала, а иногда это смесь глинистых минералов. Основными глинистыми минералами являются: монтмориллонит, каолинит и гидрослюда. Менее распространены хлорит, галлуазит, вермикулит и палыгорскит. Кроме глинистых минералов, глины нередко содержат различные количества так называемых неглинистых минералов – кварца, кальцита, полевого шпата и др. Во многих глинах присутствуют органическое вещество и растворимые в воде соли.

Химический состав горной породы – содержание химических элементов и соединений в породе, выраженное в процентах по отношению к массе абсолютно сухой породы. Химический состав горной породы изучается главным образом для определения ее вещественного состава, геохимических условий образования, степени развития процессов выветривания и выбора химического способа укрепления породного массива.

Принято считать, что в составе горной породы обычно присутствуют (в тех или иных количествах) и должны быть определены такие компоненты, как SiO_2 , TiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , FeO , MgO , CaO , K_2O , Na_2O , H_2O , P_2O_5 , SO_4 , CO_2 , $C_{\text{орг}}$.

2.2. СТРОЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Строение горной породы определяется ее структурой, текстурой и пористостью.

Под структурой подразумевают те особенности строения горной породы, которые обуславливаются размерами, формой и взаимными отношениями составных частей породы (минералов, а также стекла).

Структура зависит :

- от степени кристалличности, т.е. индивидуализации кристаллических элементов, и относительного количества стекла;

- от абсолютной и относительной величин составных частей;
- от формы составных частей (их кристаллографического облика; степени идиоморфизма и других особенностей, обусловленных взаимным отношением, зависящим от последовательности образования, одновременной кристаллизации, распада твердых растворов; изменения формы до окончания застывания.

В зависимости от степени кристалличности и индивидуализации кристаллических составных частей магматических пород А.Н. Заварицкий выделяет следующие основные типы структуры: полнокристаллическая – голокристаллическая (вся порода состоит из кристаллических составных частей, стекловатое вещество отсутствует); гипокристаллическая – гипоглиалиновая (в состав породы входят как кристаллические элементы, так и нераскристаллизованный стекловатый остаток); стекловатая – гологлиалиновая (вся порода состоит из стекловатого материала).

Для осадочных сцементированных пород в зависимости от размера зерен выделяют [30] следующие типы структур: псефитовая (грубообломочная) >2 мм; псаммитовая (песчаная) – $2-0,05$ мм; алевроитовая $0,05-0,001$ мм, пелитовая (глинистая) $< 0,001$ мм; смешанная, для которой размер обломков изменяется в большом диапазоне.

Для метаморфических пород выделены следующие типы структур и их отличительные признаки: гранобластовая – изометрические зерна различной формы; роговиковая – мелкие кристаллы с простыми полигональными очертаниями плотно уложены друг к другу; сутурная, или зубчатая, – кристаллы зубчатых очертаний; милонитовая – сочетание обломков кристаллов первоначальной исходной породы с тонкоперетертым поляризующим материалом; лепидобластовая – ориентированные в одном направлении чешуи и пластины преобладающих минералов; волокнистая – тонкие волокна одного или нескольких минералов.

Текстура горной породы определяется распространением и расположением ее составных частей в пространстве. Текстура зависит :

- от расположения и распределения частей вследствие особенностей кристаллизации и внешних воздействий;

- от способа заполнения пространства массой породы вследствие процессов, происходящих в расплаве до застывания или во время кристаллизации;

- от формы отдельности, возникающей вследствие охлаждения застывшего расплава или под влиянием внешних воздействий во время кристаллизации и после ее окончания.

Основные типы текстур магматических пород: массивная, флюидальная, сланцеватая (ленточная) и пузыристая.

Основные типы текстур метаморфических пород: сланцеватая, гнейсовая, очковая и плейчатая.

В зависимости от взаимной ориентировки частиц различают в инженерно-геологической практике три основных типа текстур осадочных пород: беспорядочную, микрослоистую (включая плейчатую) и флюидальную.

Под *пористостью* горной породы подразумевается совокупность отдельных пустот, заключенных между твердыми минералами и различающихся по происхождению, форме и размерам.

Различают открытую, закрытую, эффективную и общую пористость.

Открытая пористость определяется суммарным объемом пор V_o , сообщающихся между собой и атмосферой, и оценивается коэффициентом открытой пористости $K_{п.о}$:

$$K_{п.о} = V_o / V, \quad (2.1)$$

где V – общий объем породы.

Закрытая пористость определяется суммарным объемом закрытых пустот V_3 и оценивается коэффициентом закрытой пористости $K_{п.з}$:

$$K_{п.з} = V_3 / V_o. \quad (2.2)$$

Эффективная пористость V_3 – пористость, при которой возможно течение жидкостей и газов под воздействием обычных в природе градиентов давления.

Коэффициент эффективной пористости

$$K_{п.э} = V_3 / V. \quad (2.3)$$

Общая пористость V_o определяется суммарным объемом закрытых и открытых пустот и оценивается коэффициентами общей пористости $K_{o.n}$ и приведенной пористости $K_{п.п}$:

$$K_{o.n} = (V_o + V_3) / V; \quad (2.4)$$

$$K_{п.п} = (V_o + V_3) / [V - (V_j + V_3)]. \quad (2.5)$$

2.3. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Особую роль при изучении геомеханических процессов в массиве горных пород играют их свойства, поскольку они во многом определяют способ вскрытия месторождения, систему разработки, средства механизации, параметры взрывных работ и непосредственно влияют на устойчивость подземных выработок и откосов на карьерах.

Свойство горной породы характеризует какую-либо ее качественную сторону и проявляется при воздействии на горную породу внешних полей, обусловленных природными явлениями или технологическими процессами. Свойства горной породы объективно отражают ее состояние, состав, строение и геологическую историю. Для количественной характеристики свойств горных пород (в зависимости от задач, выдвигаемых практикой) используются те или иные показатели.

2.3.1. Классификация свойств горных пород

Количественные характеристики свойств горных пород изучаются на основе их классификации, позволяющей систематизировать данную область знаний и выявить внутренние закономерные связи между классифицируемыми подразделениями.

Как известно, классификация непосредственно связана с двумя логическими операциями: делением объема понятия и

классифицированием, т. е. упорядочением объектов по классам. Сложность создания классификации свойств горных пород обусловлена рядом обстоятельств:

- во-первых, природа свойств горных пород чрезвычайно сложна, а любая классификация в той или иной мере имеет формальный подход;

- во-вторых, в реальных условиях горная порода может находиться (и часто находится) под одновременным воздействием нескольких полей, а это, в свою очередь, может изменить те свойства пород, которые проявлялись при раздельном воздействии полей, и открыть качественно новые свойства;

- в третьих, совершенствование аппаратуры и методов изучения горных пород позволит получить дополнительные количественные характеристики их свойств, не учтенные в классификации.

В современной научно-технической литературе известен ряд классификаций свойств горных пород.

В.В. Ржевский и Г.Я. Новик [56] делят физические свойства горных пород на плотностные, механические, акустические, гидравлические и газодинамические, термические, электромагнитные (в том числе, радиационные), технологические.

И.А. Турчанинов [68] выделяет 5 классов свойств: плотностные (гравитационные, структурные), механические (прочностные, акустические, реологические, горно-технические), тепловые (свойства состояния, константы фазового перехода), электромагнитные (электрические, магнитные), радиоактивные.

В инженерной геологии свойства пород разделяют на три класса: физико-химические (дисперсность, электропроводность пород и величина электрического заряда частиц, емкость обменного поглощения и состав обменных катионов), физические (удельный и объемный веса, пористость, теплофизические свойства, водоудержание, влагоемкость, набухание и усадка, пластичность и липкость, проницаемость, плавунность и тиксотропия) и механические (деформационные и прочностные характеристики).

М.М. Протодяконов [54] выделяет следующие классы свойств горных пород: механические, гидравлические, пневматические, тепловые, электрические и магнитные, химические, ядерные, технологические.

В.Д. Ломтадзе [32] классифицирует физико-механические свойства горных пород на физические (удельный и объемный веса, пористость, влажность), водные (водоустойчивость, влагоемкость, капиллярность, водопроницаемость), механические (прочность, реологические и компрессионные свойства).

Сравнительный анализ этих классификаций позволил выявить следующие характерные недостатки:

- отсутствие ясно выраженного классификационного принципа для отнесения свойств пород в ту или иную группу;
- нечеткость в терминологии, заключающаяся главным образом в том, что свойство горной породы отождествляется в классификации с показателем, характеризующим данное свойство в количественном отношении.

В учебнике изложена классификация, разработанная М.Е. Певзнером, позволяющая избежать недостатков, присущих ранее проанализированным классификациям. Построение этой классификации осуществлено по следующей схеме: тип свойств – класс свойств – свойство – показатель, характеризующий свойство в количественном отношении.

Как известно, термин «свойство объекта» обозначает потенциальные возможности объекта, которые реализуются, претворяются в действительность только при наличии соответствующего второго объекта. В каждом конкретном материальном окружении объекта проявляется лишь некоторое ограниченное число его свойств. Если искусственно создать такое окружение объекта, в котором достаточно сильной является только одна какая-либо зависимость, то в такой системе отчетливо выраженным будет лишь одно свойство объекта и такое окружение может быть использовано в качестве прибора для обнаружения этого свойства.

Основным классификационным признаком, на основании которого могут быть разделены свойств горных пород, является

тип материального поля, воздействующего на горную породу [56]. Термин «поле» обычно употребляется в физике для обозначения части пространства или всего пространства, в котором рассматривается некоторое физическое явление. Во всех случаях, когда речь идет о процессе, характеризующемся скалярной величиной (температура, давление и т. п.), поле называется скалярным. Если же изучаемый процесс характеризуется векторной величиной, то поле называется векторным. Вектор всегда можно рассматривать как силу, и потому векторное поле еще называется силовым.

Рассматривая реальные условия существования горных пород, под термином «поле» следует понимать часть пространства, внутри которого имеют место характерные изменения горной породы.

Выделяются поля двух типов и соответственно два типа свойств горных пород:

- химические, т. е. такие поля, при взаимодействии с которыми происходит химическое превращение горной породы. Свойства, которые у нее при этом проявляются, называются **химическими**;

- физические, т. е. такие поля, взаимодействуя с которыми горная порода не претерпевает химического превращения. Свойства, которые при этом проявляются у горной породы, называются **физическими**.

Под химическим превращением горной породы понимается такое превращение, при котором в соответствии с особыми химическими закономерностями происходит изменение ее состава. Химическое превращение происходит на атомном (в нижнем пределе) уровне и осуществляется в процессе особых взаимодействий определенных структурных частиц вещества (атомы, молекулы, ионы, радикалы); химическое превращение сопровождается возникновением или перераспределением специфической химической связи.

К числу химических свойств горных пород относятся: способность к окислительно-восстановительным реакциям, растворимость, хемосорбция и др. Подробный анализ и классификация

химических свойств горных пород не являются предметом настоящего учебника.

Физические свойства горных пород, проявляющиеся во взаимодействии с определенными физическими полями, могут быть разделены на 8 классов: гравитационные; гидравлические; механические; акустические; тепловые; электрические; магнитные; радиационные.

В свою очередь, в каждом классе выделяются свойства, характеризующие различные аспекты взаимодействия горной породы с данным физическим полем.

В учебнике кратко рассмотрены 7 вышеперечисленных классов физических свойств и более подробно проанализирован класс механических свойств.

К классу **гравитационных** свойств горных пород, проявляющихся при взаимодействии с гравитационным полем сил Земли, относятся вес и плотность.

Под **гидравлическими** свойствами горных пород понимается класс свойств, которые проявляются у горной породы при взаимодействии с движущимися или находящимися в состоянии относительного покоя жидкостями, парами и газами. К гидравлическим свойствам горных пород относятся: влагоемкость, водоотдача, водопроницаемость, водоустойчивость, капиллярность, набухание, усадка, просадочность, липкость, смачиваемость, адсорбция и абсорбция.

Акустические свойства – свойства, которые проявляются у горной породы при прохождении через нее звуковых волн. В число акустических входят: акустическая проводимость и акустическое поглощение.

Тепловые свойства проявляются в горной породе при взаимодействии с тепловым полем. К числу тепловых свойств относятся теплопроводность, теплоемкость, тепловое расширение (сжатие), способность к фазовым превращениям.

Электрические свойства проявляются у горных пород при взаимодействии с электрическим полем. В число электрических свойств входят: электропроводность, электрическая прочность и поляризация.

Магнитные свойства проявляются у горной породы при взаимодействии с магнитным полем. К магнитным свойствам горных пород относятся магнитная восприимчивость и остаточная намагниченность.

В класс **радиационных** свойств входят свойства горных пород, проявляющиеся при взаимодействии с полем радиации: естественная радиоактивность и поглощающая способность.

Механические свойства горных пород и методы расчета показателей механических свойств будут рассмотрены в следующем параграфе.

2.3.2. Классификация механических свойств горных пород и методы расчета их показателей

Для изучения напряженно-деформированного состояния и происходящих в нем геомеханических процессов, а также для разработки эффективных методов управления ими важно знать **механические** свойства горных пород и особенно их прочность.

Классификация механических свойств приведена в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Механические свойства	Показатели, характеризующие механические свойства горных пород
Упругость	Модуль упругости Коэффициент Пуассона Модуль сдвига
Пластичность	Модуль (коэффициент) всестороннего сжатия Коэффициент пластичности Степень пластичности Верхний предел пластичности Нижний предел пластичности Число пластичности
Компрессионная способность	Показатель консистенции Коэффициент уплотнения Модуль осадки Модуль полной деформации
Хрупкость	Коэффициент консолидации Коэффициент хрупкости

Механические свойства	Показатели, характеризующие механические свойства горных пород
Ползучесть	Реологическое уравнение
Прочность	Предел прочности при одноосном сжатии Предел прочности при одноосном растяжении Сопротивление срезу, угол внутреннего трения, сцепление Предел прочности при изгибе Коэффициент крепости Несущая способность
Твердость	Показатель статической твердости Показатель динамической твердости
Абразивность	Величина абразивности Относительная износостойкость породы Показатель абразивности Коэффициент абразивности
Тиксотропность	Величина чувствительности Предел структурной прочности Коэффициент тиксотропного упрочнения
Вязкость разрушения	Коэффициент интенсивности напряжений Энергия деформации

Ниже приведены формулы для расчета показателей механических свойств горных пород.

Упругость – способность горной породы восстанавливать после снятия нагрузки свою первоначальную форму и размеры. В количественном отношении упругость горной породы характеризуется:

а) *модулем упругости E (модулем Юнга)*, т.е. коэффициентом пропорциональности между величиной действующего напряжения и соответствующей относительной деформацией образца.

$$E = \frac{l}{\Delta l} \cdot \frac{F}{S} = \frac{\sigma}{\varepsilon_z}, \quad (2.6)$$

где F – действующая сила; S – площадь поперечного сечения образца; Δl – приращение длины образца под действием силы F ; l – первоначальная длина образца;

б) коэффициентом поперечной деформации ν (коэффициентом Пуассона), т.е. коэффициентом пропорциональности между относительными поперечными ε_x и продольными ε_z деформациями,

$$\nu = \frac{\varepsilon_x}{\varepsilon_z}; \quad (2.7)$$

в) модулем сдвига

$$G = \frac{\tau}{\gamma}, \quad (2.8)$$

где τ – касательное напряжение, приложенное к образцу породы; γ – угол сдвига;

г) модулем K или коэффициентом всестороннего сжатия β :

$$K = \frac{E}{3(1-2\nu)}; \quad (2.9)$$

$$\beta = \frac{1}{K}. \quad (2.10)$$

Пластичность – способность горной породы изменять форму без разрыва сплошности при силовом воздействии и сохранять эту форму при устранении действующих сил.

В качестве характеристик пластичности используются:

а) коэффициент пластичности (при статическом нагружении), определяемом из выражения (по Л.А. Шрейнеру)

$$K_{пл} = \frac{A_{общ} - A_{ш}}{A_{упр} - A_{ш}}, \quad (2.11)$$

где $A_{общ}$ – общая работа до разрушения образца; $A_{упр}$ – упругая работа; $A_{ш}$ – работа, затрачиваемая на деформацию штампа;

б) степень пластичности, т.е. отношение остаточной деформации к упругой.

Для оценки пластичности глинистых пород широко используются следующие показатели:

а) *верхний предел пластичности* W_{τ} , соответствующий той максимальной величине влажности, при превышении которой порода теряет свои пластические свойства и переходит в текучее состояние;

б) *нижний предел пластичности* W_p , соответствующий той минимальной величине влажности, ниже которой горная порода теряет пластичность и деформируется с разрывом сплошности;

в) *число пластичности*

$$M_p = W_{\tau} - W_p; \quad (2.12)$$

г) *показатель консистенции* B , определяемый по формуле

$$B = \frac{W_{\tau} - W_p}{M_p}. \quad (2.13)$$

Компрессионная способность – способность горной породы к уменьшению объема при вертикальной нагрузке в условиях невозможности бокового расширения.

Для количественной оценки этого свойства используются:

а) *коэффициент уплотнения* a , который вычисляется из соотношения

$$a = \frac{\varepsilon_1 - \varepsilon_2}{\sigma_2 - \sigma_1}, \quad (2.14)$$

где σ_1 и σ_2 – нагрузка в начале и в конце спрямленного участка компрессионной кривой; ε_1 и ε_2 – коэффициенты пористости, соответствующие нагрузкам σ_1 и σ_2 ;

б) *модуль осадки* l , который определяется опытным путем и по результатам испытаний вычисляется по формуле

$$l = 1000 - \Delta h_p / h_0, \quad (2.15)$$

где Δh_p – уменьшение высоты образца под давлением p , мм; h_0 – начальная высота образца, мм.

Модуль осадки можно вычислять также через коэффициент пористости

$$l = 1000 \cdot \frac{\epsilon_0 - \epsilon_p}{1 - \epsilon_0}, \quad (2.16)$$

где ϵ_0 – первоначальная пористость породы; ϵ_p – пористость при нагрузке P ;

в) *модуль полной деформации E* , который определяется из выражения

$$E = \frac{(1 - \xi)(1 + 2\xi)}{1 + \xi} \cdot \frac{1 + \epsilon_0}{a} \approx \frac{1 + \epsilon_0}{a}, \quad (2.17)$$

где ϵ_0 – первоначальная пористость; a – коэффициент уплотнения; ξ – коэффициент бокового давления, составляющий для песков 0,35–0,41, для суглинков 0,5–0,7, для глин 0,7–0,747;

г) *коэффициент консолидации C_κ* , который устанавливается расчетным или опытным путем.

В первом случае он вычисляется по формуле

$$C_\kappa = K (1 + \epsilon_{cp}) / (a \Delta_b), \quad (2.18)$$

где K – коэффициент фильтрации, см; ϵ_{cp} – средний коэффициент пористости для данного интервала нагрузок; a – коэффициент уплотнения для данного интервала нагрузок, см²/кг; Δ_b – объемный вес воды.

Коэффициент фильтрации K определяется опытным путем или вычисляется по данным компрессионных испытаний по формуле

$$K = a h^2 \Delta_b / [4 (1 + \epsilon_{cp} t)], \quad (2.19)$$

где a – коэффициент уплотнения в определенном интервале нагрузок, см²/кг; h – высота образца, см; t – время полной стабилизации в определенном интервале нагрузок; ϵ_{cp} – средний коэффициент пористости в определенном интервале нагрузок; Δ_b – объемный вес воды.

Опытным путем коэффициент консолидации C_k определяется непосредственно по данным лабораторных испытаний на консолидацию и вычисляется по формуле

$$C_k = 1,13 h^2 / t_{\text{стаб}}, \quad (2.20)$$

где h – первоначальная высота образца, см; $t_{\text{стаб}}$ – время полной стабилизации, с.

Хрупкость – способность горной породы к накоплению упругих деформаций и внезапному разрушению без заметной пластической деформации.

Для количественной оценки этого свойства можно использовать предложенный Л.И. Бароном и В.М. Курбатовым коэффициент хрупкости K , т. е. отношение работы деформации в чисто упругой области $A_{\text{упр}}$ к общей работе разрушения $A_{\text{общ}}$:

$$K = A_{\text{упр}} / A_{\text{общ}}. \quad (2.21)$$

Ползучесть – способность горной породы длительно деформироваться во времени при постоянной нагрузке.

Количественная оценка ползучести производится с помощью соответствующего реологического уравнения, выражающего зависимость между тензором напряжений, тензором деформаций и их производными во времени.

Как правило, установленная экспериментальным путем реологическая зависимость для конкретной горной породы сравнивается с реологическим уравнением, отражающим свойства идеального материала.

Классическими реологическими телами (по М. Рейнеру) являются:

1) тело Гука – идеально-упругое тело (обозначается символом Н).

Реологическое уравнение имеет вид:

$$S_{lm} = 2G \epsilon_{lm}, \quad (2.22)$$

где S_{lm} – напряжение в точке, выраженное тензором второго ранга; G – модуль сдвига (или модуль упругости второго рода); ϵ_{lm} – бесконечно малая упругая деформация объема, выраженная тензором второго ранга;

2) ньютонова жидкость N – «простая» вязкая жидкость. Реологическое уравнение имеет вид

$$S_{lm} = 2\eta f_{lm}, \quad (2.23)$$

где η – коэффициент вязкости; f_{lm} – скорость движения частиц;

3) тело Сен-Венана S_{iv} – твердое тело, обладающее свойством пластического течения при напряжении, равном пределу текучести V_{lm} . Реологическое уравнение имеет вид

$$S_{lm} = V_{lm}. \quad (2.24)$$

Все другие реологические тела могут определяться как комбинации трех основных тел. Наиболее часто для расчетов ползучести горных пород используются тела Бингама, Максвелла и др.

Прочность – способность горной породы сопротивляться разрушению под действием внешних сил.

В зависимости от вида механических испытаний пород для количественной оценки прочности используются следующие показатели:

а) *предел прочности при одноосном сжатии* $\sigma_{сж}$ т. е. отношение максимальной сжимающей разрушающей нагрузки $P_{\max}$ к начальной площади поперечного сечения образца F_0 :

$$\sigma_{сж} = P_{\max} / F_0; \quad (2.25)$$

б) *предел прочности при одноосном растяжении* σ_p , т. е. отношение максимальной растягивающей разрушающей нагрузки $P_{\max}$ к начальной площади поперечного сечения образца F_0 :

$$\sigma_p = P_{\max} / F_0; \quad (2.26)$$

в) *сопротивление срезу* τ , т.е. отношение максимальной срезающей силы T к начальной площади среза образца F_0 :

$$\tau = T / F_0. \quad (2.27)$$

В случае проведения испытаний горных пород по схеме «срез со сжатием» связь между сопротивлением срезу τ и нор-

мальным напряжением σ по плоскости среза выражается уравнением

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \varphi + C, \quad (2.28)$$

где φ – угол внутреннего трения; C – удельное сцепление.

Несмотря на то, что, по мнению ряда авторов, параметры φ и C являются до некоторой степени «искусственными» характеристиками прочности, они широко применяются для расчетов устойчивости массива горных пород;

г) *предел прочности при изгибе $\sigma_{из}$* , т. е. отношение максимального изгибающего момента $M_{им}$ (соответствующего разрушающей нагрузке) к моменту сопротивления изгибу $M_{си}$,

$$\sigma_{из} = M_{им} / M_{си}, \quad (2.29)$$

$$M_{си} = I h / 2 ,$$

где I – момент инерции; h – высота сечения образца;

д) *коэффициент крепости* (по М.М. Протодяконову)

$$f = \sigma_{сж} / 100. \quad (2.30)$$

Твердость – способность горной породы оказывать сопротивление локальному воздействию.

В количественном отношении это свойство характеризуется:

а) *показателем статической твердости $P_{ш}$ (при вдавливании штампа)*, т. е. отношением нагрузки P , при которой происходит разрушение пород под штампом, к площади штампа S :

$$P_{ш} = P / S; \quad (2.31)$$

б) *показателем динамической твердости*

$$H_d = Gh / V_n, \quad (2.32)$$

где G – вес бойка; h – высота подъема бойка; V_n – объем образовавшейся лунки.

Абразивность – способность горной породы к истиранию поверхности трущихся о нее предметов при механическом воздействии.

В зависимости от условия проведения испытаний количественная оценка этого свойства может проводиться [65] с использованием следующих показателей:

а) *величины абразивности A* (при истирании образцов горной породы о наждачную поверхность):

$$A_{аб} = 1000 / q_{\max}, \quad (2.33)$$

где $q_{\max}$ – максимальный износ образца породы;

б) *относительной износостойкости породы I* (при истирании образцов о наждачную поверхность):

$$I = t_0 / q_{\max}, \quad (2.34)$$

где t_0 – постоянная времени истирания породы, при которой текущий износ становится равным половине максимального износа образца;

в) *показателя абразивности a* (при истирании стального стержня о горную породу):

$$a = \Sigma g_i / (2n_n), \quad (2.35)$$

где g_i – снижение веса эталонного стержня за каждый парный опыт (истирание обоих торцов стержня), мг; n_n – число парных опытов;

г) *коэффициента абразивности ω* (при истирании вращающегося стального кольца о горную породу):

$$\omega = \Delta V_c / P, \quad (2.36)$$

где ΔV_c – износ стали кольца на единицу пути, см³/м; P – нагрузка на кольцо, кг;

д) *показателя абразивности A* (при сверлении горных пород):

$$A = 5 (P / n), \quad (2.37)$$

где P – осевое усилие, Н; n – число оборотов сверла.

Тиксотропность – способность горных пород, содержащих коллоидные фракции, к обратимым переходам из твердого состояния в жидкое под воздействием динамической нагрузки при неизменной влажности и температуре.

Количественная оценка этого свойства представляется достаточно сложной, так как она зависит от вида (динамического или статического) воздействия на горную породу, его интенсивности и длительности.

Показателями способности горной породы к тиксотропному разупрочнению являются:

а) величина чувствительности I (при статическом нагружении), которая определяется из выражения

$$I = \sigma_{сж} / \sigma_{сж}^1, \quad (2.38)$$

где $\sigma_{сж}$ – сопротивление одноосному сжатию горной породы естественной влажности; $\sigma_{сж}^1$ – сопротивление одноосному сжатию той же горной породы нарушенного строения и естественной влажности.

Чем выше величина I , тем больше потенциальная способность горной породы к тиксотропному разупрочнению;

б) предел структурной прочности (при статическом и динамическом нагружении);

в) для характеристики способности пород к тиксотропному упрочнению используется коэффициент тиксотропного упрочнения.

Вязкость разрушения – свойство горной породы сопротивляться продвижению (развитию) в ней трещины.

В количественном отношении вязкость разрушения характеризуется:

а) коэффициентом интенсивности напряжений K ;

б) энергией деформации G , освобождающейся при распространении трещины.

Величины K и G имеют ряд значений, зависящих от условий нагружения у вершины трещины.

2.4. ОБЩИЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД. ПОСТРОЕНИЕ ПАСПОРТА ПРОЧНОСТИ

Отечественными и зарубежными учеными разработано большое число методик и приборов для изучения прочности горных пород в лабораторных и натурных условиях.

2.4.1. Определение прочности пород в лабораторных условиях

Комплексное определение пределов прочности при многократном раскалывании и сжатии. Это испытание проводится методом раздавливания и раскалывания. В настоящее время этот метод нашел широкое применение при испытании различных типов горных пород. Обоснование применения данного метода и оценка достоверности получаемых при этом результатов подробно изложены в работе Е. И. Ильницкой и др. [19].

Подготовка образцов осуществляется путем выпиливания пластин любой формы толщиной 2–3 см с двумя параллельными шлифованными поверхностями. Испытание образцов сводится к раскалыванию пластин соосными клиньями или цилиндрическими стержнями небольшого диаметра, оси которых перпендикулярны к направлению действующих усилий. Прикладываемая к образцу с двух сторон линейно сосредоточенная нагрузка приводит к его разрыву по поверхности контакта породы с клиньями или стержнями.

Предел прочности образца горной породы при раскалывании

$$\sigma_p = P_{\max} / (2l), \quad (2.39)$$

где $P_{\max}$ – максимальная разрушающая нагрузка при раскалывании, кгс*; l – длина линии раскола, см.

* Для обозначения физических величин и их единиц в учебнике использованы системы СГС и СИ (1 кг ≈ 10Н; 1 кгс/м² = 10 Па; 1 кгс/см² = 10⁵ Па = 0,1 МПа)

Предел прочности образца горной породы при сжатии

$$\sigma_{\text{сж}} = P_{\text{max}} / F, \quad (2.40)$$

где P_{max} – максимальная разрушающая нагрузка при сжатии, кгс; F – средняя площадь поперечного сечения образца породы, см².

Метод испытаний образцов в косых матрицах. Сущность метода заключается в том, что отобранные и приготовленные из кернов образцы цилиндрической формы ($d = h$) взвешивают и измеряют. Затем образцы делят на две группы. Первую группу срезают под углом 60°, вторую – под углом 45°.

Для каждого среза определяют нормальные и касательные напряжения по формулам:

$$\sigma_n = P \cos \alpha / S, \quad (2.41)$$

$$\tau = P \sin \alpha / S, \quad (2.42)$$

где P – усилие при срезе, создаваемое прессом, кгс; S – площадь среза, см²; α – угол наклона плоскости среза к направлению усилия P , градус.

Дальнейшая обработка результатов заключается в следующем: по формулам (2.41) и (2.42) определяют среднеарифметические значения τ , σ для первой и второй групп образцов каждой изучаемой литологической разности. В системе координат τ , σ строят зависимость $\tau = f(\sigma)$, имеющую вид прямой и рассматриваемую как огибающую к предельным кругам напряжений на участке между радиусами-векторами, наклоненными к оси абсцисс под углами 45° и 60°.

Сцепление C и угол внутреннего трения φ определяют по формулам

$$C = (\sigma_{45} \tau_{60} - \sigma_{60} \tau_{45}) / (\sigma_{45} - \sigma_{60}), \quad (2.43)$$

$$\varphi = \arctg (\tau_{45} - \tau_{60}) / (\sigma_{45} - \sigma_{60}), \quad (2.44)$$

где σ_{45} и σ_{60} – среднеарифметические значения величины нормальных напряжений при срезах образцов соответственно под

углами 45° и 60° ; τ_{45} и τ_{60} – среднеарифметические значения касательных напряжений при срезах образцов соответственно под углами 45° и 60° .

2.4.2. Определение прочности пород на сдвиг в натуральных условиях с помощью гидродомкрата

Прочность и устойчивость массива горных пород зависят от слоистости, сланцеватости, трещиноватости, тектонических нарушений и других ослаблений, связанных с образованием и условиями залегания этих отложений. Поэтому необходимо проводить испытания на сдвиг больших призм непосредственно в массиве горных пород, т. е. в условиях их естественного залегания.

Для натуральных испытаний прочности горных пород применяют следующий комплект оборудования: гидродомкрат конструкции ВНИМИ, рабочая площадь поршня которого $F = 606 \text{ см}^2$ (рис. 2.1), пластины размером $40 \times 50 \text{ см}$ с упорами для фиксации гидродомкрата, ручной поршневой насос ГН-60.

Гидродомкрат предварительно тарируется на прессе для определения коэффициента передачи давления t . Гидродомкрат с накладными плитами в сжатом виде вставляется в заранее подготовленную щель в массиве уступа, а пустоты между плитами и поверхностями щели забутовываются сухим мелким песком и кусками глины. При этом производится замер всех элементов породной призмы (размеры граней, углы их наклона).

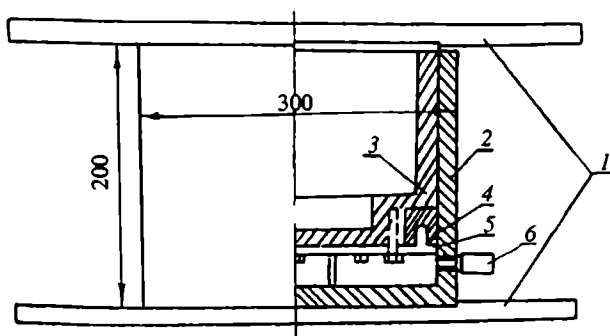


Рис. 2.1. Гидравлический домкрат ВНИМИ:

1 – плиты; 2 – внешний цилиндр; 3 – поршень; 4 – манжета; 5 – кольцо; 6 – штуцер

Затем в гидродомкрат с помощью насоса подается рабочая жидкость (веретенное масло). Увеличение давления на призму прослеживается по манометру, установленному на насосе. Опыт считается законченным, когда давление перестает возрастать или начинает падать. При этом обычно наблюдаются внешние признаки разрушения призмы. Далее гидродомкрат извлекается из щели и производится разборка срезанной призмы до обнажения поверхности среза. После разрушения призмы проводятся замеры ее элементов, структуры массива и отбираются пробы на влажность.

Натурные исследования следует проводить по двум схемам.

Схема А – схема косо́го среза, когда нормальные и касательные напряжения создаются одновременно одной нагрузкой, направленной под углом к плоскости сдвига (рис. 2.2).

Схема Б – схема плоского среза, когда касательные напряжения создаются нагрузкой, направленной параллельно плоскости среза (рис. 2.3).

По схеме А испытания проводятся непосредственно в устье и на рабочей площадке, по схеме Б – только на площадке.

При проведении испытаний по схеме А рекомендуется определять усилие, передающееся на плоскость среза, по выражению

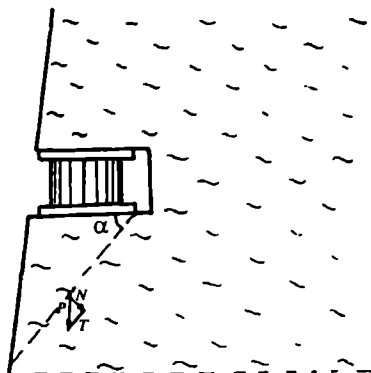


Рис. 2.2. Натурные испытания прочности пород по схеме косо́го среза

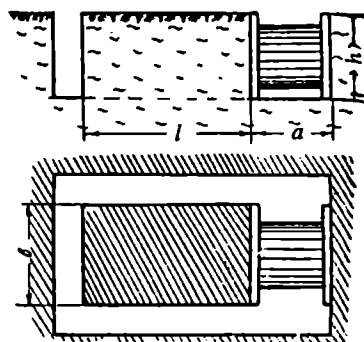


Рис. 2.3. Натурные испытания прочности пород по схеме плоского среза

$$P = DFt + \Delta P, \quad (2.45)$$

где D – удельное давление жидкости в гидродомкрате, кг/см²; F – площадь цилиндра гидродомкрата, см²; t – коэффициент передачи давления (по результатам тарировки гидродомкрата); ΔP – поправка за счет веса призмы и гидродомкрата.

Сцепление пород в массиве C^{11} находят из уравнения

$$C^{11} = P/S (\sin\alpha - \cos\alpha \cdot \operatorname{tg}\varphi), \quad (2.46)$$

где P – усилие, действующее на плоскость среза породной призмы, кгс; S – площадь среза, см²; α – угол наклона поверхности среза, градус.

При определении сцепления C^1 и угла внутреннего трения φ^1 по поверхности ослабления исходят из условия прочности

$$\tau = C^1 + \sigma \operatorname{tg}\varphi^1, \quad (2.47)$$

где $\sigma = G / S$; S – площадь среза призмы, см²; G – вес призмы, кгс.

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Энергия осла проявляется в полную меру
только тогда, когда он не двигается с места.

Николае Йорга

3.1. ОБЩИЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О НАПРЯЖЕНИЯХ И ДЕФОРМАЦИЯХ*

Рассмотрим некоторое тело (рис. 3.1), находящееся в равновесии под действием внешних сил $P_1, P_2, P_3, \dots$. Под действием этих сил в теле возникнут некоторые внутренние усилия ($p_1, p_2, p_3, \dots$). Расчленим тело на две части сечением mm и рассмотрим одну из этих частей, например часть А. Очевидно, что эта часть находится в равновесии под действием вышеупомянутых внешних сил P_1, P_2, P_3 и внутренних усилий (p_1, p_2, p_3), распределенных по поверхности сечения mm . Выделим на поверхности mm площадку любой формы площадью Δs (рис. 3.2). На эту площадку будет воздействовать множество случайных сил, различных по величине и направлению. Поэтому всю совокупность реальных внутренних сил, приложенных к поверхности Δs , следует заменить их равнодействующей. Можно считать, что эта равнодействующая представляет собой сумму некоторой воображаемой нагрузки, равномерно распределенной по площадке Δs .

* С использованием работы К.В. Руппенейта и Ю.М. Либермана «Введение в механику горных пород». – М.: Госгортехиздат, 1960.

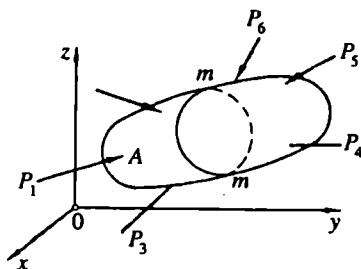


Рис. 3.1. Схема к выводу понятия «напряжение» (по К.В. Руппенейту)

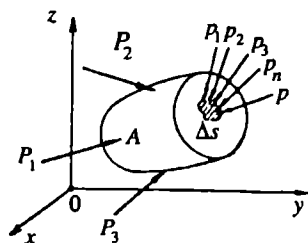


Рис. 3.2. Сечение нагруженного тела и элементарная площадка (по К.В. Руппенейту)

Эта воображаемая равномерно распределенная по площадке Δs нагрузка является средним напряжением $\sigma_{\text{ср}}$, действующим на этой площадке, и определяется из выражения

$$\sigma_{\text{ср}} = \sum p_i / \Delta s. \quad (3.1)$$

Из определения напряжения как величины равнодействующей всех сил, приложенных к поверхности элементарной площадки, отнесенной к ее площади, следует, что напряжение – это вектор, направленный под некоторым углом к рассматриваемой площадке (рис. 3.3). Этот вектор всегда может быть разложен на две составляющие—одну, перпендикулярную к площадке, обозначаемую σ_n , и вторую, лежащую в плоскости площадки, обозначаемую τ_{nt} . Величина полного напряжения находится из очевидного соотношения

$$\sigma = \sqrt{\sigma_n^2 + \tau_{nt}^2}, \quad (3.2)$$

а угол α , образуемый полным напряжением с площадкой, будет

$$\alpha = \arctg (\sigma_n / \tau_{nt}). \quad (3.3)$$

Обычно при описании напряженного состояния в точке из массива горных пород мысленно вырезается элементарный кубик, грани которого параллельны координатным плоскостям (рис. 3.4).

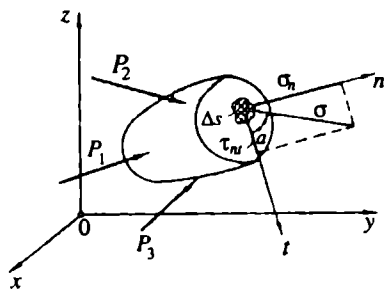


Рис. 3.3. Схема разложения полного напряжения σ на составляющие: нормальное напряжение σ_n и касательное напряжение τ_n в элементарной площадке Δs (по К.В. Руппелю)

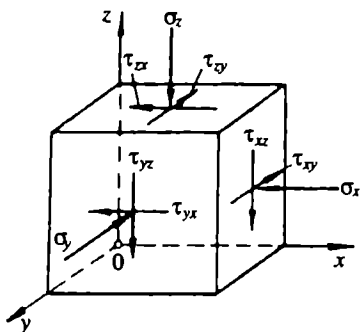


Рис. 3.4. Обозначение компонентов напряжения (по К.В. Руппелю)

К каждой грани элементарного кубика будет приложено некоторое напряжение, которое для удобства рассмотрения раскладывают на составляющую, перпендикулярную к площадке, и две составляющие, лежащие в плоскости площадки и параллельные соответствующим координатным осям. Эти составляющие обычно называются компонентами напряжения. На три взаимно перпендикулярные грани элементарного кубика действуют три компонента, перпендикулярные своим граням.

Эти компоненты обозначаются σ_x , σ_y , σ_z , причем в дальнейшем буква σ будет означать, что речь идет о напряжении, нормальном к площадке. Индекс при σ соответствует той координатной оси, которой этот компонент напряжения параллелен. Компоненты, лежащие в плоскостях площадок и параллельные координатным осям, называются касательными напряжениями и обозначаются τ_{xy} , τ_{yz} , τ_{xz} , τ_{yx} и т. д. Буква τ в дальнейшем означает, что рассматриваемое напряжение является касательным, первый индекс при τ обозначает, какой из координатных осей перпендикулярна площадка, в которой лежит рассматриваемое напряжение, а второй индекс соответствует оси, которой этот компонент напряжения параллелен.

Очевидно в общем случае имеется всего три нормальных компонента напряжения и шесть касательных, но в силу закона парности касательных напряжений число касательных компонентов напряжений сокращается до трех.

Совокупность компонентов напряжения называется **тензором напряжения**.

Необходимо указать, что под действием приложенных внешних сил кубик породы может изменить свое положение по сравнению с тем, которое он занимал до приложения этих сил (если эти силы будут достаточно велики), и каждая точка кубика перейдет в какое-то новое положение (например, из положения A в положение A_1). Отрезок AA_1 характеризует перемещение соответствующей точки.

В общем случае перемещение некоторой точки тела характеризуется вектором, который обычно раскладывается на три составляющие – компоненты, параллельные трем выбранным координатным осям. Эти компоненты обозначаются u_x , u_y , u_z . Очевидно, что эти величины полностью характеризуют изменение положения рассматриваемой точки в пространстве.

Ранее было отмечено, что под действием внешней силы точка A , расположенная на поверхности кубика, переходит в новое положение A_1 , а сам кубик, имевший начальную высоту h , становится ниже на величину $u_x = \Delta h$.

Отношение $\Delta h/h$ называется **линейной деформацией** и обозначается ϵ_x . Очевидно, что ϵ_x является безразмерной величиной. Каждый компонент перемещения может быть отнесен к соответствующему первоначальному размеру, поэтому в общем случае имеются три компонента линейной деформации, обозначаемые соответственно ϵ_x , ϵ_y и ϵ_z .

В общем случае при нагружении изменяются не только длины соответствующих ребер элементарного кубика, но искажается и форма граней, т.е. искажаются первоначально прямые углы между ребрами элементарного кубика. Величины искажения углов, выраженные в радианной мере, называются **угловыми деформациями** и обозначаются γ_{xy} , γ_{yz} и γ_{xz} .

Следовательно, деформированное состояние в точке характеризуется либо тремя компонентами смещения в этой точке u_x ,

u_y, u_z , либо шестью компонентами деформации $\epsilon_x, \epsilon_y, \epsilon_z, \gamma_{xy}, \gamma_{yz}, \gamma_{xz}$. Совокупность компонентов деформации, полностью характеризующая деформированное состояние в точке, называется **тензором деформации**.

Таким образом, линейные деформации в точке определены как относительные удлинения или укорочения ребер элементарного кубика, а угловые – как искажения первоначально прямых углов между ребрами этого кубика.

В главе 2 отмечалось, что в соответствии с теорией прочности Мора напряжение τ должно быть функцией от напряжения σ , допускающей в плоскости τ, σ представление в виде кривой – геометрического места точек $P(\tau, \sigma)$, фиксирующих предельные значения этих напряжений в плоскостях скольжения для различных типов напряженного состояния горных пород.

Функция $\tau = f(\sigma)$, являясь монотонной кривой, может быть выражена уравнениями циклоиды, параболы, гиперболы, комбинацией циклоиды с прямой и т.д. Как было показано выше, в определенных границах напряжений эта функция может быть аппроксимирована уравнением прямой, хотя оно неправильно описывает поведения породы в области растяжения.

В общем случае уравнение огибающей в компонентах напряжений σ_x, σ_y и τ_{xy} будет иметь следующий вид:

$$(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2 = \sin^2\varphi(\sigma_x + \sigma_y + 2C \operatorname{ctg}\varphi)^2. \quad (3.4)$$

Уравнение циклоидальной огибающей в координатах (рис. 3.5) в параметрической форме может быть записано следующим образом:

$$\sigma + H = 1/2 K^* (4\psi + \sin 4\psi), \quad (3.5)$$

$$\tau = 1/2 K^* (1 - \cos 4\psi), \quad (3.6)$$

где K^* – постоянная, имеющая размерность напряжений; H – предел прочности при двухосном растяжении; ψ – угол, образуемый площадками возможного сдвига, на которых выполняется вышеприведенное условие.

Циклоидальная огибающая практически не применяется для описания поведения горной породы под нагрузкой, поскольку неправильно описывает это поведение в области растяжения.

В качестве уравнения огибающей кругов Мора может быть использовано уравнение параболы второго порядка.

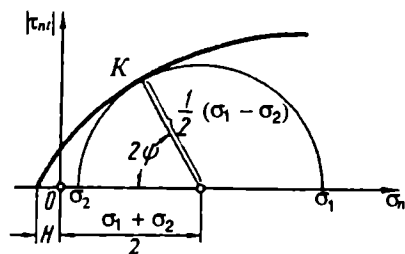


Рис. 3.5. Циклоидальная огибающая главных наибольших кругов напряжения

$$\tau = (\sqrt{\sigma_{сж} + \sigma_p} - \sqrt{\sigma_p}) \sqrt{\sigma + \sigma_p}. \quad (3.7)$$

По мнению К.В. Руппенейта, оно содержит недостаточное число параметров для описания свойств реальных горных пород. В.Н. Зверинский (ГИГХС) разработал методику, позволяющую на базе этого уравнения получить значения угла внутреннего трения φ и сцепления пород C .

Для определения φ и C проводим касательную к огибающей в точке касания с кругом Мора (см. рис. 3.5), уравнение которого имеет вид

$$\tau = \sqrt{\sigma(\sigma_{сж} - \sigma)}. \quad (3.8)$$

Из уравнений (3.7) и (3.8) находим координаты точки касания:

$$\sigma_k = \sqrt{\sigma_p} (\sqrt{\sigma_{сж} + \sigma_p} - \sqrt{\sigma_p}), \quad (3.9)$$

$$\tau_k = \sqrt{\sigma_p(\sigma_{сж} + \sigma_p)} (\sqrt{\sigma_{сж} + \sigma_p} - \sqrt{\sigma_p}). \quad (3.10)$$

Дифференцируя уравнение (3.7) и определяя значение производной в точке K , можно найти угол внутреннего трения пород из выражения

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sqrt{\sigma_{сж}} + \sqrt{\sigma_p} - \sqrt{\sigma_p}) / 2 \sqrt{\sigma_p (\sigma_{сж} + \sigma_p)}. \quad (3.11)$$

Уравнение касательной к кругу Мора имеет вид

$$\tau - \tau_k = (\sigma - \sigma_k) \operatorname{tg} \varphi. \quad (3.12)$$

Полагая в этом уравнении $\sigma = 0$, можно найти величину сцепления из выражения

$$C = \sigma_{сж} / 2 \sqrt[4]{\sigma_p / \sigma_{сж} + \sigma_p}. \quad (3.13)$$

Введя обозначение $\sigma_p / \sigma_{сж} = m$, можно получить следующие выражения для φ и C :

$$\varphi = \operatorname{arctg} \sqrt{m+1} - 1/2 \sqrt[4]{m+1}; \quad C = \sigma_{сж} / (2 \sqrt[4]{m+1}). \quad (3.14)$$

Как отмечено в работе Руппенейта, Либермана, при описании прочности горных пород нельзя ограничиться каким-либо одним типом огибающей. Это объясняется, во-первых, разнообразием показателей прочности горных пород, а во-вторых, большим числом геомеханических задач, которые приходится решать в современном недропользовании. В одних задачах может потребоваться более точное описание механических свойств в области, близкой к растяжению, а в других – поведения пород при их сжатии. Поэтому в каждом конкретном случае необходимо подбирать уравнение огибающей, которое бы наиболее точно описывало поведение породы в условиях данной конкретной геомеханической задачи.

3.2. УСЛОВИЯ ПРЕДЕЛЬНОГО РАВНОВЕСИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Член-корреспондент АН СССР В.В. Соколовский определил [62] плоское равновесие как равновесие бесконечно длинного цилиндрического или призматического тела под действием сил, перпендикулярных к образующим и распределенных в их

направлении равномерно. При изучении плоского равновесия применяют прямолинейную систему координат x, y, z , ось z которой направлена параллельно образующей.

При плоском равновесии вместо напряжений в пространстве достаточно рассматривать распределение напряжений на плоскости xy . До тех пор, пока внешние силы, действующие на данный элемент массива горных пород, не превысили некоторой величины, характеризующей сопротивление внутренних сил, сохраняется равновесие данного элемента относительно соседнего. При равенстве внешних и внутренних сил, действующих на данный элемент массива, наступает так называемое **предельное равновесие**.

Установлено, что в зоне предельного равновесия через каждую точку проходят две линии, которые составляют систему двух семейств и называются **линиями скольжения**.

Основными уравнениями, которые определяют плоское предельное равновесие среды с трением и сцеплением (т.е. реального массива горных пород), являются следующие:

дифференциальные уравнения плоского равновесия, которые записываются в виде

$$\partial \sigma_x / \partial x + \partial \tau_{xy} / \partial y = \gamma \sin \alpha; \quad (3.15)$$

$$\partial \tau_{xy} / \partial x + \partial \sigma_y / \partial y = \gamma \cos \alpha, \quad (3.16)$$

где γ – объемный вес породы,

а также условие предельного напряженного состояния:

$$1/4 (\sigma_x - \sigma_y)^2 + \tau_{xy}^2 = \sin^2 \varphi / [4 (\sigma_x + \sigma_y + 2H)^2], \quad (3.17)$$

где коэффициент H связан с напряжением σ и углом внутреннего трения следующим дифференциальным уравнением:

$$dH / d\varphi = - \sigma \operatorname{ctg} \varphi. \quad (3.18)$$

Система вышеприведенных уравнений (двух дифференциальных уравнений плоского равновесия и уравнения предельно-

го состояния) является статически определимой и позволяет найти значения действующих напряжений.

Методы решения этой системы предложены член-корреспондентом АН СССР В.В. Соколовским (численный метод) и проф. С.С. Голушкевичем [12] (графический метод).

Считается общепризнанным, что с появлением работ В.В. Соколовского были созданы теоретические основы решения различных задач о предельном равновесии грунтов и горных пород.

Численный метод В.В. Соколовского позволяет свести систему трех уравнений к системе двух дифференциальных уравнений гиперболического типа, из которых методами численного интегрирования можно найти величины действующих напряжений и положение поверхностей скольжения в интересующих нас точках.

По мнению В.А. Мироненко, модель предельного напряженного состояния может использоваться, с одной стороны, в целях получения эталонов для проверки на частных примерах точности приближенных методов расчета, а с другой – как составная часть общей теории предельного равновесия, дающая математический аппарат для описания массива в контурах предельных зон.

Рассматривая слоистую среду, В.В. Соколовский ввел новое понятие «специальное предельное равновесие», т.е. равновесие по поверхности ослабления.

3.3. УСЛОВИЯ СПЕЦИАЛЬНОГО ПРЕДЕЛЬНОГО РАВНОВЕСИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В случаях, если в массиве горных пород имеются поверхности ослабления, по которым сцепление C^I и угол внутреннего трения φ^I меньше соответствующих показателей в массиве C^{II} и φ^{II} , могут возникнуть [70] следующие три случая предельного равновесия.

1. Одновременно удовлетворяются условия обыкновенного и специального предельного равновесия:

$$\tau = C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \quad (3.19)$$

$$\tau_t = C^I + \sigma_{nt} \operatorname{tg} \varphi^I. \quad (3.20)$$

2. Удовлетворяется только условие специального предельного равновесия:

$$\tau < C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \quad (3.21)$$

$$\tau_t = C^I + \sigma_{nt} \operatorname{tg} \varphi^I. \quad (3.22)$$

3. Удовлетворяется только условие обыкновенного предельного равновесия:

$$\tau = C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \quad (3.23)$$

$$\tau_t < C^I + \sigma_{nt} \operatorname{tg} \varphi^I. \quad (3.24)$$

Все эти случаи могут иметь место как в одной, так и в разных геомеханических задачах.

3.4. ПОСТРОЕНИЕ ПАСПОРТА ПРОЧНОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Для изучения грунтов и горных пород используются теории прочности Мора, Губера-Мизеса, Сен-Венана и др.

Например, в соответствии с теорией прочности Губера-Мизеса потеря прочности горной породы наступает тогда, когда в ней накопится необходимое для данного материала количество удельной энергии формоизменения. Но наибольшее распространение в практических расчетах получила теория Мора. По этой теории «нарушение прочности материала путем пластического сдвига или хрупкого разрушения происходит, когда касательное напряжение τ в плоскости скольжения увеличится до

определенной величины, зависящей, вообще говоря, от величины действующего по тем же плоскостям нормального напряжения σ ».

Иными словами, напряжение τ должно быть функцией от σ , допускающей в плоскости τ , σ представление в виде кривой — геометрического места точек P (τ , σ), фиксирующих предельные значения обеих составляющих напряжения в плоскостях скольжения для различных напряженных состояний σ_1 , σ_2 и σ_3 материала.

По результатам испытаний горной породы составляют ее паспорт прочности, который позволяет оценить условия разрушения породы как в одноосном, так и в плоском и объемном напряженных состояниях. Паспорт прочности представляет собой график, на котором отражена функциональная зависимость между касательным и нормальным напряжениями. Построение паспорта прочности может быть осуществлено различными способами в зависимости от вида испытаний горных пород на прочность.

Для одноосного растяжения круг напряжений пройдет через начало координат, так как в этом случае σ_2 равно пределу прочности при растяжении, а $\sigma_1 = 0$, так как нормальное и касательное напряжения отсутствуют по площадкам, параллельным оси x (рис. 3.6)

При одноосном сжатии получим круг 2 в силу того, что в этом случае σ_1 равно пределу прочности на сжатие, а $\sigma_2 = 0$, так как нагрузка по боковым граням отсутствует.

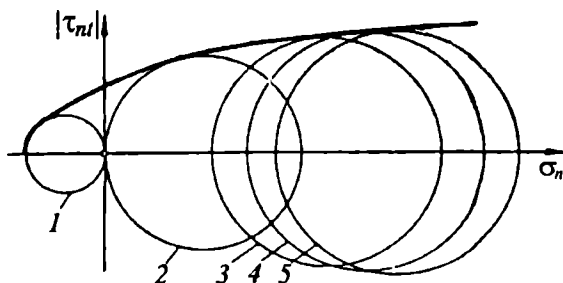


Рис. 3.6. Предельные круги напряжений:

1 — при одноосном растяжении; 2 — при одноосном сжатии; 3, 4, 5 — при двухосном сжатии

Из экспериментов по двухосному нагружению можно получить серию сколь угодно близких один к другому кругов, расположенных в очень большом диапазоне. Центр каждого такого круга будет лежать на расстоянии $1/2 (\sigma_1 + \sigma_2)$, а его радиус будет $1/2 (\sigma_1 - \sigma_2)$.

Постепенно меняя абсолютные значения σ_1 и σ_2 и их отношение, в принципе возможно построить большое количество близких друг к другу кругов (круги 3, 4, 5 на рис. 3.6). Эти круги принято называть предельными кругами напряжения. Можно считать доказанным, что данная система предельных кругов напряжения имеет некоторую огибающую, т.е. линию, которой каждый из таких кругов касается, но не пересекает ее. Эту огибающую называют предельной кривой разрушения.

Уравнение такой кривой можно записать в виде $\tau = f(\sigma)$. Это уравнение, написанное в компонентах напряжений, и будет являться уравнением, полностью описывающим прочностные характеристики горной породы при любом ее напряженном состоянии.

В каждой точке огибающей касается только один круг. Следовательно, если, например, при одноосном сжатии образец разрушился при некотором значении σ_1 , то, принципиально, построив этот круг, можно совершенно точно указать, по какой площадке произошло разрушение, а также какая комбинация σ и τ оказалась разрушающей, так как абсцисса и ордината точки касания круга и огибающей будут именно нормальным и касательным компонентами напряжения на площадке, по которой произошло разрушение. Изложенный выше способ описания прочностных характеристик горных пород принадлежит О. Мору.

В определенных границах напряжений зависимость $\tau = f(\sigma)$ может быть аппроксимирована прямой

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \varphi + C, \quad (3.25)$$

где φ — угол внутреннего трения пород; C — сцепление.

Хотя, по мнению ряда авторов, параметры φ и C являются до некоторой степени «искусственными» характеристиками прочности, они широко применяются для расчетов устойчивости массива.

Величины сцепления и угла внутреннего трения породы на паспорте прочности определяются следующим образом.

Из центра круга сжатия проводится радиус в точку касания круга и его огибающей. Угол между этим радиусом и перпендикуляром, восстановленным из центра круга к оси абсцисс, будет равен углу внутреннего трения пород φ .

Величина сцепления может быть найдена из выражения

$$C = (\sigma/2) \cdot [(1 - \sin\varphi) / \cos\varphi]. \quad (3.26)$$

Различают три пары прочностных характеристик φ и C :

1) угол внутреннего трения φ и сцепление породы в образце C ;

2) угол внутреннего трения φ^I и сцепление породы в массиве по поверхности ослабления C^I ;

3) угол внутреннего трения φ^{II} и сцепление породы в массиве C^{II} , когда поверхность разрушения не совпадает с поверхностью ослабления.

Для оценки прочности горных пород (помимо сцепления и угла внутреннего трения) широко применяются также и такие показатели, как временное сопротивление сжатию, растяжению, несущая способность и др.

МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕГО МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

Если Вы держите слона за заднюю ногу
и он вырывается,
то самое лучшее отпустить его.

Авраам Линкольн

4.1. СТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И МЕТОДЫ ИХ ИЗУЧЕНИЯ

Структурные особенности массива горных пород. Структура и тектоника месторождения являются важнейшими показателями залежи и вмещающих ее пород. Они характеризуют форму залежей и условия их залегания. Массив горных пород характеризуется разнообразными видами структурных элементов, среди которых выделяют первичные структуры осадочных пород, складчатые структуры, структуры смещения и трещиноватость.

Первичная структура осадочных пород характеризуется сложностью. Плоскости напластования слоев послужили тем ослабляющим элементом, по которому происходили различные смещения при гравитационном уплотнении и последующих тектонических процессах.

К образованию складок приводят как глубинные, так и поверхностные процессы. Возникающие при пластических деформациях формы и размеры изгибов горных пород зависят от многих условий, среди которых основное влияние оказывают механические свойства пород, характер напряжений в породах, возникающих под влиянием действующих нагрузок.

В зависимости от характера направления действующих нагрузок могут образовываться складки трех типов: продольного изгиба, поперечного изгиба и течения. Первый тип складок образуется под действием сил вдоль слоистости, при этом происходит общее сжатие пород в направлении, нормальном к осевым поверхностям складок, и удлинение вдоль осевой поверхности. Второй тип складок возникает при направлении действия сил поперек слоев. При поперечном равномерном изгибе породы испытывают растяжение. При неравномерных перемещениях вещества из участков с большим давлением к участкам с меньшим давлением возникают складки течения.

В зависимости от геологической обстановки, в которой действуют силы, складчатость делится на эндогенную и экзогенную.

Эндогенная складчатость в зависимости от времени возникновения относительно образования пород подразделяется на конседиментационную и постседиментационную. Первая образуется одновременно с накоплением осадков, а вторая – после образования пород. С точки зрения механизма образования, к конседиментационной складчатости приводит действие вертикальных движений земной коры, а к постседиментационной – вертикальные и горизонтальные перемещения земной коры, а также движения с горизонтальными и вертикальными составляющими.

Характерным признаком конседиментационной складчатости является увеличение углов наклона на их крыльях с глубиной.

Постседиментационная складчатость подразделяется на глубинную, связанную с изменением первоначального состава пород, и поверхностную, при образовании которой не происходит существенных изменений в первоначальном составе пород.

Поверхностная складчатость в зависимости от условий образования подразделяется на складки регионального сдавливания или общего смятия, гравитационного скольжения, приразрывные, диапировые и складки, связанные с перемещением магмы.

Глубинная складчатость рассматривается как складчатость течения, развивающаяся под влиянием стресса, вызывающего

перемещение вещества при высокой температуре и большом всестороннем давлении.

Действием горизонтальных сил обусловлено образование складчатости вертикального течения, а вертикальных – горизонтального.

Складкам вертикального течения присущи острые замки, крутые крылья, интенсивно развитая сланцеватость и кливаж. Для складок горизонтального течения характерны плавные очертания, почти вертикальные шарниры и крутое падение пород на крыльях.

Экзогенная складчатость образуется в основном под действием силы тяжести, и строение современного рельефа связано с его проявлением.

Широко распространенной формой залегания горных пород являются разрывные структуры. Смещение представляет собой деформацию разрывов (по С.А. Батугину). Разрывы проявляются в форме дизъюнктивов и трещиноватости. Разрывы в горных породах делятся на две большие группы. К первой относятся трещины, представляющие собой разрывы, перемещения по которым имеют очень незначительную величину. Ко второй группе относятся разрывы с заметными перемещениями пород, разъединяемых разрывами.

Разрывы без перемещения (трещины) присущи всем видам структур, и распространены они повсеместно. Совокупность таких разрывов, разбивающих массив горных пород, носит название **трещиноватости**.

Трещиноватость оценивается количественно и качественно. Количественную оценку имеет ширина, длина, ориентировка, интенсивность трещин в горных породах. Качественная характеристика трещинам дается по виду заполнителя, форме поверхностей стенок, составу пород, вмещающих трещину.

По степени проявления трещины делятся на скрытые, закрытые и открытые.

Скрытые трещины не видны невооруженным глазом и проявляются лишь при раскалывании образцов горных пород или их окрашивании. Закрытые трещины легко обнаруживаются в

массиве невооруженным глазом, но вследствие большой притертости стенок полость трещины скрыта. Для открытых трещин характерна хорошая видимая полость.

По протяженности трещины подразделяются на четыре типа:

- дефекты кристаллической решетки (длина менее 0,001 см);
- микротрещины, разбивающие отдельные кристаллиты и небольшие участки горной породы (длина от 0,001 до 10 см);
- макротрещины (длина от 10 см до 10 м);
- мегатрещины (длина более 10 м).

Пространственное положение трещин характеризуется элементами залегания.

По углу наклона трещины делятся на виды:

- вертикальные (с углами падения от 80 до 90°);
- крутые (с углами падения от 45 до 80°);
- пологие (с углами падения от 10 до 45°);
- слабо наклонные и горизонтальные (с углами падения от 0 до 10°).

По форме трещины делят на прямые, изогнутые, изломанные или на прямолинейные, криволинейные, волнистые.

Поверхности стенок подразделяются на гладкие и неровные или на гладкие, беспорядочно шероховатые и текстурные.

Структура массива горных пород определенным образом влияет на его устойчивость.

Во-первых, трещины снижают прочность массива горных пород; оценка их влияния в этом случае сводится к определению прочностных характеристик как по поверхностям ослабления, так и самого трещиноватого массива горных пород.

Во-вторых, трещины создают условия для деформирования массива как анизотропной или квазиизотропной среды. Характер деформирования массива предопределяет выбор расчетной схемы его устойчивости.

Методы изучения структурных особенностей массива горных пород. Изучение структурных особенностей массива горных пород имеет целью установить направление и характер основных поверхностей ослабления; определить протяженность

и ориентировку в пространстве основных систем трещин; выделить участки карьера с характерными структурными особенностями; установить закономерности развития интенсивности трещиноватости в горных породах.

Полевые наблюдения состоят в точечных замерах элементов залегания трещин, изучении интенсивности трещиноватости массива и структурных съемках вкрест простираения бортов карьера.

Интенсивность трещиноватости характеризует форму и размеры элементарных структурных блоков породы и оценивается тремя коэффициентами: линейным, площадным и объемным. Линейный коэффициент показывает отношение единицы длины к среднему расстоянию между трещинами; площадной – отношение единицы площади к площади, заключенной между двумя парами трещин двух систем; объемный – отношение единицы объема к объему усредненного структурного блока [6].

Число и протяженность участков замера трещин и их взаимное расположение определяются сложностью геологического строения месторождения. Они должны быть расположены так, чтобы изучению был подвергнут весь комплекс горных пород, слагающих месторождение, и все элементы структур месторождения (крылья складок, осевые части и пр.). Массивы горных пород, расчлененные крупными геологическими нарушениями, должны минимально иметь два участка замера протяженностью (по простираанию борта) 10—15 м каждый. При простом строении месторождения (отсутствие геологических нарушений, постоянство элементов залегания пород и т. д.) расстояние между участками замеров принимается равным 150—200 м. Измерению, как правило, подвергаются все трещины, которые встречаются на участке. Общее число замеров элементов залегания трещин в пункте замера определяется числом систем трещин и характером их поверхностей. При этом каждая система трещин должна иметь не менее 15—20 замеров элементов залегания. При сильном разбросе данных для отдельных систем число замеров увеличивается до 30.

Системы трещин выявляются путем нанесения результатов замеров – углов падения δ и простирания трещины A на круговую равнопромежуточную диаграмму трещиноватости (рис. 4.1)

Структурные съемки имеют целью определить выдержанность структурных элементов как по глубине, так и по площади месторождения. Например, на карьерах (разрезах) съемки производятся следующим образом: вкrest простирания борта намечается створ линии через наиболее характерные в структурном отношении участки. Вдоль створа на каждом уступе производится зарисовка откоса на протяжении 15—20 м и замер структурных блоков. При недостаточно ярко выраженной структуре массива для выявления основных направлений анизотропии проводится замер трещиноватости указанным выше образом. На основе полевых наблюдений составляется графический структурный профиль всего борта (рис. 4.2).

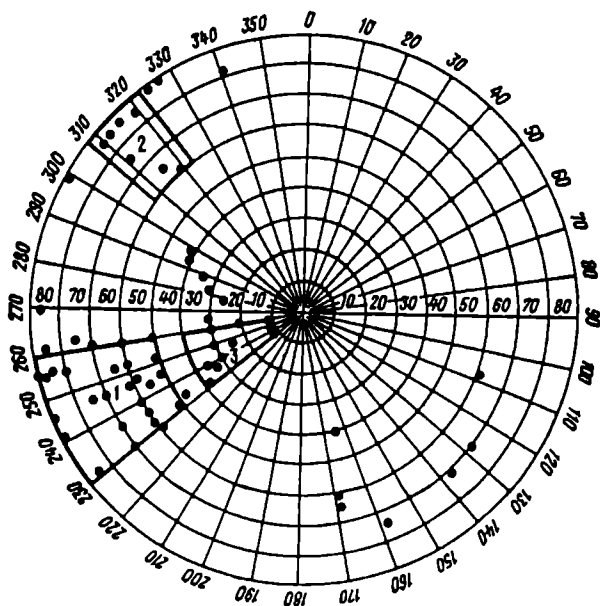


Рис. 4.1. Круговая равнопромежуточная диаграмма трещиноватости горных пород месторождения Шор-Су. Основные системы трещин:

1 – $A = 230+260^\circ$, $\delta = 60+90^\circ$; 2 – $A = 308+322^\circ$, $\delta = 60+90^\circ$; 3 – $A = 230+260^\circ$, $\delta = 10+40^\circ$

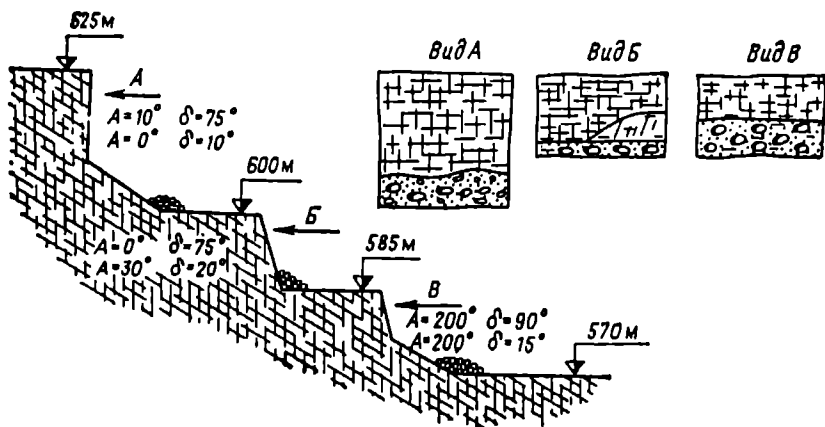


Рис. 4.2. Структурный профиль северного борта Гаурдакского серного карьера

Хотя эта методика изучения структуры горных пород успешно апробирована на многих отечественных карьерах, для нее характерен весьма существенный недостаток, а именно: замеры трещиноватости и других структурных элементов массива производятся в нижней части откоса (как правило, не выше 3 м от нижней бровки уступа), что не позволяет объективно учесть все структурные особенности горных пород. Поэтому рекомендуется широко использовать масштабное фотографирование откосов.

Масштабное фотографирование выполняется в такой последовательности:

- на изучаемом участке уступа устанавливают две нивелирные рейки (одну – параллельно откосу уступа и вторую – горизонтально простирающую уступа);
- уступ фотографируют таким образом, чтобы в кадр попали рейки, а также верхняя и нижняя бровки уступа;
- выполняют камеральную обработку фотоснимков (определяют масштаб изображения – на фотоснимках размером 9×12 см величина масштаба колеблется от 1:100 до 1:300; на фотоснимке намечают 2–3 замерных участка – «окна» (не выше 2–3 м от верхней бровки уступа) размером 3×3 см;

- с помощью линейки измеряют размеры всех попавших в окно структурных блоков (число замеров по каждому окну не должно быть менее 25–30);

- зная величину масштаба, находят истинные размеры структурных блоков и среднее значение интенсивности трещиноватости на изучаемом участке.

Для решения ряда горно-технических задач, в том числе для расчета устойчивости глубоких карьеров, необходимо знать пределы колебаний размеров структурных блоков до проектной глубины карьера, т. е. дать прогноз интенсивности трещиноватости.

Для этого на участках карьера, выбранных для составления структурных профилей, производят фотографирование откосов вскрытых горизонтов и обработку фотоснимков по описанной выше методике. Как правило, при одном положении окна измеряют 35–40 структурных блоков (с последующим определением их истинной величины). Полученные данные обрабатывают статистически с применением регрессионного анализа, что позволяет установить наличие и форму связи между интенсивностью трещиноватости и глубиной карьера.

Данные массовых замеров интенсивности трещиноватости пород ряда месторождений указывают на увеличение размеров d структурных блоков с глубиной H их залегания. Причем изменение объема элементарного структурного блока с глубиной залегания подчиняется зависимости

$$V = a + bH + cH^2, \quad (4.1)$$

где H —глубина залегания пород; a , b , c — эмпирические коэффициенты, определяемые для месторождения по данным изучения трещиноватости.

В результате этих исследований устанавливаются пределы колебаний размеров структурных блоков в зависимости от глубины карьера. Эта методика может быть эффективно использована на подземных горных работах.

4.2. ПРИРОДНОЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Для решения геомеханических задач необходимо знать закономерности распределения напряжений в массиве горных пород до проведения в нем горных выработок, т.е. естественную напряженность массива горных пород.

Основными силами, действующими в массиве горных пород, являются гравитационные, тектонические и гидродинамические.

Гравитационные силы (вызванные силой тяжести) являются основными для формирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и действуют повсеместно. Силе гравитации противодействуют силы, образующиеся при упругой деформации горных пород, которые и формируют равновесное состояние массива горных пород.

За прошедшее столетие отечественными и зарубежными учеными выполнен большой объем исследований по этой проблеме. Было установлено, что распределение напряжений существенным образом зависит от механических и структурных особенностей массива горных пород.

Для идеально упругого, однородного и изотропного массива в условиях невозможности горизонтальных деформаций напряжения могут быть определены из следующих выражений (по А.Н. Диннику):

$$\sigma_1 = \gamma H; \quad (4.2)$$

$$\sigma_2 = \sigma_3 = \mu/(1 - \mu), \quad (4.3)$$

где γ – объемный вес пород; H – глубина залегания; μ – коэффициент Пуассона.

Данное предположение основано главным образом на результатах теоретических исследований, и тезис А.Н. Динника об отсутствии горизонтальных деформаций вряд ли можно принимать безоговорочно.

Можно выделить (Г.Л. Фисенко) следующие три тектонические формации.

Районы древних кристаллических щитов характеризуются высокими горизонтальными напряжениями, которые обуславливаются естественным тангенциальным сжатием твердой оболочки земной коры. Величина и направление наибольших горизонтальных напряжений при современном состоянии изученности этого вопроса не могут быть предрассчитаны и должны определяться экспериментально. В настоящее время практикой горных разработок выявлен ряд районов, в которых резко проявились высокие горизонтальные напряжения в кристаллических породах: Апатиты, Джезказган и Таштагол.

Районы отложений осадочных пород на кристаллических платформах характеризуются отсутствием тектонических напряжений и довольно ровным рельефом. В таких районах напряженность массива горных пород определяется гравитационными силами и силами бокового распора. Гравитационные силы при горизонтальном положении земной поверхности и достаточной выдержанности объемных весов пород в горизонтальных плоскостях (погоризонтных срезах) создают однородное поле напряжений, характеризующееся вертикальным направлением наибольшего (сжимающего) главного напряжения, величина которого равна весу столба пород, приходящегося на 1 м^2 площади. Величины напряжений определяются из выражений, приведенных ниже.

$$\sigma_1 = \sigma_z = H \gamma_{\text{ср}}. \quad (4.4)$$

По вертикальным площадкам напряжения не зависят от ориентировки в плане и определяются величиной коэффициента бокового распора ξ .

Величина коэффициента бокового распора зависит от свойств горных пород. В прочных упругих породах он определяется через коэффициент Пуассона ν :

$$\xi = \nu / 1 - \nu. \quad (4.5)$$

Районы современной тектонической активности характеризуются особенно сложной картиной напряженности массива

горных пород. В этих условиях, наряду с большими горизонтальными напряжениями, на отдельных локальных участках напряжения σ_z могут быть больше или меньше величины $H\gamma$.

При проведении горных выработок в области их влияния происходит изменение поля напряжений, при этом характер изменения имеет особенности, определяемые различными силами. Например, изменение напряжений силами бокового распора носит иной характер, чем изменение напряжений, обусловливаемых гравитационными силами, или напряжений, обусловливаемых гидростатическими силами.

4.3. УСЛОВИЯ ДЕФОРМИРОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Натурные наблюдения и экспериментальные исследования показывают, что при проведении горных выработок массив горных пород может деформироваться по законам изотропной или анизотропной среды.

Под изотропией в общем случае понимают независимость свойств физического объекта (в данном случае – массива горных пород) от направления. В геомеханике также часто употребляется термин квазиизотропная (т.е. условно изотропная) среда.

Соответственно под анизотропией понимают зависимость свойств физического объекта от направления.

Как будет деформироваться массив горных пород в каждом конкретном случае, зависит от многих факторов, в том числе:

- размера горной выработки,
- размера структурного блока,
- простираия и падения систем трещин (и иных структурных ослаблений) в массиве горных пород,
- прочности горных пород по трещинам и в направлениях, не совпадающих с трещиноватостью.

При деформировании массива по законам изотропной (квазиизотропной) среды поверхность разрушения частично проходит по поверхностям ослабления (трещинам, структурным нарушениям и пр.), а большей частью пересекает структурные блоки.

При деформировании массива по законам анизотропной среды поверхность разрушения в большей части совпадает с поверхностью ослабления в массиве.

Результаты исследований, проведенных во ВНИМИ (Г.Л. Фисенко) и МГИ (В.И. Борщ-Компониец), позволили выдвинуть гипотезу о том, что в массиве, деформирующемся по законам квазиизотропной среды, может возникать не поверхность, а зона разрушения, в которой структурные блоки под влиянием действующих в этой зоне касательных напряжений получают вращательное движение.

Как следует из вышесказанного, для оценки устойчивости сооружений и расчета параметров геомеханических процессов необходимо знать прочностные характеристики массива горных пород.

4.4. ПЕРЕХОД ОТ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОБРАЗЦА ГОРНЫХ ПОРОД К ПРОЧНОСТНЫМ ХАРАКТЕРИСТИКАМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Принято считать, что прочностные характеристики горных пород, полученные при проведении лабораторных испытаний (так называемая «кубиковая прочность»), не могут быть использованы в расчетах устойчивости массива горных пород, так как прочность массива горных пород из-за наличия в нем различного рода структурных нарушений существенно меньше, чем прочность образца породы.

Существуют различные предложения по переходу от прочности образца к прочности массива горных пород.

Так, по данным ВНИМИ угол внутреннего трения пород в массиве по направлениям, не совпадающим с поверхностями ослабления, φ^{11} с достаточной точностью (в пределах плюс-минус 2°) можно приравнять к углу внутреннего трения образца при срезе φ .

На величину сцепления пород в массиве C^{11} оказывает влияние степень трещиноватости пород и размер призм пород, подвергающихся деформации.

Величина C^{11} может быть определена по эмпирическим формулам ВНИМИ:

$$C^{11} = \lambda C; \quad (4.6)$$

$$\lambda = l / (l + a \ln H / l), \quad (4.7)$$

где λ – коэффициент структурного ослабления (безразмерный); H – высота призмы обрушения, м; l – размер структурного блока пород, т.е. интенсивность трещиноватости, м; a – коэффициент, зависящий от характера трещиноватости и прочности пород в образце (безразмерный). Величина λ находится в пределах $0,02 \leq \lambda \leq 1$.

В.И. Борщ-Компаниец также считает [6], что трещиноватость массива горных пород снижает его прочность, и рекомендует для определения φ^{11} и C^{11} следующие уравнения:

$$C^{11} = C (H/l)^{-0,6}; \quad (4.8)$$

$$\varphi^{11} = \varphi (H/l)^{0,11}. \quad (4.9)$$

Таким образом, единой точки зрения о величине угла внутреннего трения пород в массиве не существует, и для решения этой проблемы необходимо проведение дополнительных исследований. Натурные испытания прочности глинистых пород показывают, что величины φ и φ^{11} могут отличаться более чем на $2-3^\circ$.

Величина угла внутреннего трения по поверхности ослабления φ^1 зависит главным образом от степени ровности поверх-

ности трещины и характера заполнителя. ВНИМИ рекомендует принимать следующие значения величины угла внутреннего трения φ^1 :

- по неровным шероховатым поверхностям на $1-3^\circ$ меньше угла внутреннего трения породы в образце φ , полученного при лабораторных испытаниях на срез;
- по ровным шероховатым поверхностям на $5-6^\circ$ меньше φ ;
- по ровным гладким поверхностям на $8-10^\circ$ меньше φ .

Величина сцепления по сплошным трещинам C^1 составляет примерно $(0,02+0,05) C$.

На базе статистической теории прочности и результатов обработки многочисленных экспериментов по определению прочности горных пород установлена зависимость прочности трещиноватого массива на объемное сжатие R от прочности породы в образце R_0 :

$$R = R_0 \sqrt{(\sigma_3 / R + 7,8)^2 - 60}, \quad (4.10)$$

где σ_3 – минимальное главное напряжение.

Таким образом, существуют различные эмпирические формулы, позволяющие получить приближенную оценку прочности пород в массиве с учетом его трещиноватости.

4.5. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ (ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ПРОГНОЗИРОВАНИЕ)

Основными задачами геомеханического прогнозирования являются:

- максимально достоверная оценка показателей состава, строения, свойств и состояния горных пород для той части недр, которая является объектом горного производства и в которой могут развиваться геомеханические процессы;

- определение способности полезного ископаемого и вмещающих пород поддаваться разрушению и другим видам изменения их состава, строения, свойств и состояния, которые могут происходить при разработке месторождения;

- оценка возможности возникновения геомеханических процессов, способных в значительной степени влиять на эффективность и безопасность разработки месторождений;

- определение возможности целенаправленного изменения состава, строения, свойств и состояния массивов горных пород и управления происходящими в них геомеханическими процессами при разработке полезных ископаемых;

- определение характера и степени воздействия предстоящей разработки месторождений на окружающую среду.

Конечной целью прогнозирования следует считать получение научно обоснованной информации, позволяющей принимать оптимальные решения о способах вскрытия, системах разработки месторождения и других элементах технологии горного производства, обеспечивающих максимальную технико-экономическую эффективность и безопасность разработки полезных ископаемых при данных горно-геологических условиях.

Проблема прогнозирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и процессов, происходящих в нем, неопределенна из-за неизвестности многих закономерностей, обуславливающих развитие геомеханических процессов в период эксплуатации месторождений, существования прямых и обратных связей между природными и технологическими процессами, и отсутствия в этих условиях возможности априорного построения соответствующих моделей.

В современной научно-технической литературе отсутствуют какие-либо рекомендации относительно объема и содержания прогнозных работ, проводимых на различных стадиях разведки месторождения, и формы использования результатов прогноза.

Прогнозирование должно вестись на всех стадиях освоения месторождения, включая проектирование, строительство и эксплуатацию горного предприятия. Информация, полученная на

ранних стадиях, впоследствии уточняется, корректируется и детализируется (принцип непрерывности прогнозов).

Выделяют четыре стадии прогнозирования: I – до начала проектирования горного предприятия (на основании поисковых работ, предварительной и детальной разведок); II – в период проектирования горного предприятия (инженерно-геологических исследований и изысканий); III – в период строительства горного предприятия (инженерно-геологические изыскания и исследования); IV – в период эксплуатации месторождения (инженерно-геологические изыскания, эксплуатационная разведка и инженерно-геологические исследования).

В настоящее время разработано и достаточно успешно применяется на практике большое число методов прогнозирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и происходящих в нем геомеханических процессов. В табл. 4.1. приведена классификация применяемых и перспективных методов прогнозирования, предложенная М.Е. Певзнером и Б.В. Смирновым [10].

Таблица 4.1

Класс	Подкласс	Вид
Натурно-экспериментальный метод	–	Прямой Косвенный
Сравнительно-геологический метод Моделирование	–	–
	Содержательное	–
	Знаковое	–
	Математическое	Аналитическое, статистическое, эвристическое
	Предметно-математическое	С применением аналоговых моделирующих устройств
	Физическое	На эквивалентных материалах, поляризационно-оптическое, центробежное
	Физико-химическое	–
	Кибернетическое	–

Класс	Подкласс	Вид
Распознавание	Графическое и графоаналитическое	Не выделяются
	Вероятностно-статистическое	Распознавание на основе теоремы Байеса
		Последовательный статистический анализ
Классификация	Автоматическое	Не выделяются
	Эмпирическая	Не выделяются
	Вероятностно-статистическая	То же
	Детерминированная	—"
	Автоматическая	—"
Аналогия	Не выделяются	Не выделяются
Интерполяция	То же	То же
Экстраполяция	—"	—"
Учет симптомов	—"	—"
Экспертные оценки	—"	—"

Из перечисленных в классификации методов прогнозирования наибольшее распространение получили сравнительно-геологический метод и методы физического моделирования.

4.5.1. Сравнительно-геологический метод прогнозирования

Для прогнозирования геомеханических процессов при освоении месторождений полезных ископаемых может быть использован сравнительно-геологический метод. Сущность метода заключается в том, что по специально подобранным критериям сравниваются месторождения (или их участки). Если эти критерии совпадают или достаточно близки, можно делать вывод об аналогии геомеханических процессов, происходящих на этих месторождениях, и использовать информацию, полученную при эксплуатации одного месторождения (участка) для расчета параметров горных выработок на другом месторождении (участке).

Приведем несколько примеров практического использования сравнительно-геологического метода прогнозирования геомеханических процессов.

Для прогноза деформаций уступов и бортов карьеров могут быть использованы (В.А. Жилка) следующие критерии:

$K_1 = \gamma H / C$ – критерий напряженного состояния,

$K_2 = \varphi$ – первый критерий литологического подобия,

$K_3 = C^{11} / C^I$ – критерий неоднородности массива горных пород,

$K_4 = w$ – второй критерий литологического подобия,

$K_5 = h_{об} / H$ – критерий обводненности горных пород подземными водами,

$K_6 = (1,7 A / \sin \varphi_r - 20,4)$ – критерий климатического подобия,

где γ – объемная масса пород; H – высота откоса; φ – угол внутреннего трения; w – влажность; C , C^I , C^{11} – соответственно сцепление пород в образце, по контакту и в массиве горных пород; $h_{об}$ – высота обводненной части откоса; A – амплитуда годового хода температуры воздуха; φ_r – географическая широта.

Уравнение связи между прогнозной величиной угла откоса α и остальными показателями записывается в виде степенного одночлена:

$$\alpha = K_1^y K_2^i K_3^m K_4^n K_5^k K_6^p. \quad (4.11)$$

При этом критерии K_1 , K_2 и K_3 являются определяющими, а критерии K_4 , K_5 и K_6 имеют второстепенное значение.

Для качественного прогноза склонности пород к деформациям и необходимости проведения дополнительных защитных мероприятий может быть использован показатель оползнеопасности S :

$$S = V_{деф} / V_n \cdot 10^3, \quad (4.12)$$

где $V_{деф}$ – объем вскрышных пород или руд, деформировавшихся за определенный период отработки карьерного поля t ; V_n – объем вскрышных пород или руд, извлеченных за этот же период.

В зависимости от величины t различают:

- текущий показатель оползнеопасности $S_{\text{тек}}$ при $t = 1$ год,
- общий показатель оползнеопасности $S_{\text{общ}}$ при t , соответствующем общей продолжительности отработки карьерного поля.

В зависимости от величины $S_{\text{общ}}$ условия разработки месторождения могут быть разделены на 4 группы по степени опасности в оползневом отношении (табл. 4.2).

Применение показателя оползнеопасности особенно эффективно, когда в пределах одного бассейна намечено разрабатывать несколько месторождений. По результатам освоения первого из них можно соответствующим образом классифицировать условия на остальных месторождениях.

На обводненных месторождениях с низкопрочными вскрышными породами $S_{\text{тек}}$ будет наиболее высоким в период вскрытия и первые годы эксплуатации месторождения. В дальнейшем благодаря осушению месторождения и накоплению опыта ведения горных работ $S_{\text{тек}}$ будет снижаться.

Таблица 4.2

Группа, $S_{\text{общ}}$	Степень опасности в оползневом отношении	Форма и последствия проявления деформации
1. $S_{\text{общ}}$ до 1	Неопасные	Деформации бортов карьеров отсутствуют, деформации уступов проявляются в виде незначительных осыпей, не требующих уборки
2. $S_{\text{общ}}$ до 5	Малоопасные	Деформации бортов карьеров отсутствуют, происходят деформации отдельных уступов (интенсивные осыпи, локальные оползни), уборка деформированных пород необходима и осуществляется без остановки горных работ
3. $S_{\text{общ}}$ до 15	Опасные	Деформации бортов карьеров отсутствуют, часто происходят деформации одного или нескольких уступов, вызывающие остановку горных работ
4. $S_{\text{общ}}$ свыше 15	Чрезвычайно опасные	Катастрофические оползни или обрушения бортов карьеров вызывают прекращение горных работ на длительное время

На месторождениях, где породы склонны к интенсивному выветриванию, $S_{\text{тек}}$ будет возрастать лишь на завершающей стадии разработки месторождения.

4.5.2. Методы физического моделирования

Физическое моделирование получило в геомеханике широкое развитие в силу ряда объективных причин. В первую очередь, это связано с тем, что массив горных пород является весьма сложной средой. В различных частях породного массива при ведении горных работ одновременно происходят [67] процессы деформирования различного характера: процессы упругого деформирования, необратимые пластические деформации и, наконец, процессы смещений и разрушений пород с разрывом сплошности. Поэтому теоретические расчеты кинетики деформирования горных пород, прочности и устойчивости горных выработок и различных сооружений в породных массивах во многих случаях представляют чрезвычайные трудности. Подчас возникающие задачи неразрешимы аналитическими методами. Исследования же в натурных условиях отличаются большой трудоемкостью, дороги и, как правило, требуют длительного времени. В некоторых случаях их вообще невозможно своевременно организовать, например, если необходимо дать рекомендации по оптимальным параметрам разработки разведанных месторождений, по которым ведут проектирование, но которые еще не вскрыты горными выработками. Следует подчеркнуть, что в натурных условиях обычно весьма ограничены возможности варьирования параметров системы, технологии и последовательности ведения горных работ, тогда как при моделировании можно проследить влияние основных параметров в самых широких пределах. Таким образом, моделирование открывает такие возможности изучения геомеханических процессов, которые не дают ни аналитические методы, ни наблюдения и измерения в натурных условиях.

В то же время на моделях невозможно воспроизвести все детали моделируемых объектов. Воспроизведению подлежат лишь самые главные, наиболее существенные в изучаемом

процессе характеристики моделируемой среды. Применительно к такому объекту, как горные породы, например, невозможно воспроизвести микротрещиноватость и мелкоблоковую трещиноватость даже при очень крупных масштабах моделирования.

Таким образом, моделирование позволяет вести изучение геомеханических процессов с определенной степенью схематизации натурных объектов. Тем не менее его применение облегчает интерпретацию результатов шахтных наблюдений и измерений и позволяет с большей степенью обобщения проследить и уточнить механизм процессов в толще пород, окружающих горные выработки, с наибольшей возможной полнотой изучить влияние на геомеханические процессы основных действующих факторов.

Методы моделирования базируются на теории подобия, приоритет в развитии которой принадлежит русским ученым.

Для того, чтобы процесс в модели был подобен процессам в натуре, необходимо и достаточно выполнять [41] следующие требования:

- 1) модель должна быть геометрически подобна образцу;
- 2) процессы в модели и образце должны принадлежать к одному классу и описываться одинаковыми дифференциальными уравнениями;
- 3) начальные и граничные условия в модели должны быть реализованы таким образом, чтобы безразмерные начальные и граничные условия модели тождественно совпадали с такими же условиями в натуре;
- 4) одноименные безразмерные параметры, входящие в дифференциальные уравнения, начальные и граничные условия в модели и натуре должны быть соответственно равны.

В учебнике будут рассмотрены три основных вида физического моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и происходящих в нем геомеханических процессов. Эти виды моделирования наиболее часто применяются на практике: моделирование на эквивалентных материалах, поляризационно-оптический метод и центробежное моделирование.

Метод моделирования на эквивалентных материалах. Этот метод основан на замене естественных горных пород искусственными материалами. При этом должны выдерживаться определенные соотношения между показателями некоторых физических свойств натуры и модели. Подробные данные в критериях и константах подобия, необходимых для расчета модели, приводит Г.Н. Кузнецов.

При решении поставленных задач обычно используются следующие условия и константы:

условия и константы подобия процессов разрушения:

$$C_m = l/L \cdot \gamma_m / \gamma_n \cdot C_n, \quad (4.13)$$

$$\operatorname{tg} \varphi_m = \operatorname{tg} \varphi_n, \quad (4.14)$$

$$\gamma_m / \gamma_n = \operatorname{const}; \quad (4.15)$$

условия подобия внешних нагрузок, распределенных по площади:

$$P_m = l/L \cdot \gamma_m / \gamma_n \cdot P_n,$$

где C_n , $\operatorname{tg} \varphi_n$, γ_n – соответственно сцепление, угол внутреннего трения и объемный вес горной породы в массиве; C_m , $\operatorname{tg} \varphi_m$, γ_m – то же соответственно для материала модели; l/L – геометрический масштаб модели; P_n и P_m – соответственно величина внешней силы, приложенной к массиву горных пород и модели.

Моделирование состоит [67] из нескольких последовательных этапов.

На первом этапе, сформулировав задачу, которую предполагается решить на модели, устанавливают возможную степень схематизации геологического разреза пород, подлежащего воспроизведению в модели, определяют начальные и граничные условия в поставленной задаче, возможность и степень их удовлетворения в модели. Исходя из этого, устанавливают размеры участка толщи, подлежащие моделированию, и выби-

рают геометрический масштаб моделирования. Устанавливают также, какие характеристики пород и крепи играют в исследуемом процессе и решаемой задаче основную роль и подлежат наиболее полному удовлетворению по критериям подобия. На этом же этапе устанавливают, возможно ли сведение поставленной задачи к плоской и соответственно моделирование на плоской модели или требуется более сложное объемное моделирование.

Второй этап состоит в подборе эквивалентных материалов для воспроизведения моделируемой толщи пород. Для приготовления эквивалентного материала модели обычно применяют кварцевый песок, техническое масло и буровую дробь.

Материал и параметры моделей, а также внешние нагрузки подбираются соответственно свойствам моделируемых пород, параметрам откосов и типам применяемого горного оборудования.

Завершающим этапом моделирования является собственно испытание модели. При моделировании геомеханических процессов при подземном способе разработки – это воспроизведение в определенном масштабе времени процесса перемещения забоя выработки и регистрация изменений полей напряжений, деформаций и смещений с разрывом сплошности при разработке. В зависимости от того, какая задача поставлена перед моделированием, при испытании модели более детально изучают либо распределение напряжений в массиве впереди и позади забоя выработки, либо развитие деформаций и сдвижений толщи пород и земной поверхности, либо развитие деформаций, разрушений и смещений пород в призабойном пространстве и взаимодействие пород с крепью, либо распределение напряжений в уступе карьера, связанное с установкой на нем экскаватора, и т. д.

По окончании испытания модели обычно из ее части, не подвергнутой при испытаниях деформациям, вырезают образцы материалов-эквивалентов и проводят контрольные определения их свойств.

В зависимости от решаемых задач применяются модели различных геометрических масштабов: от мелких (масштаб от 1:400 до 1:100) до крупных (масштаб от 1:100 до 1:60).

Если моделируются геомеханические процессы в уступах и бортах карьеров, то поверхность ослабления в откосе имитируется с помощью пластинок из органического стекла, покрытых молотой слюдой, графитом, тальком и др. Внешняя нагрузка на откос моделируется с помощью пустотелых цилиндров и прямоугольников, заполненных дробью и не имеющих дна.

После изготовления модели в намеченных местах устанавливаются датчики для измерения напряжений и деформаций во время испытаний.

Для определения смещений отдельных точек модели может быть использован метод оптических тензометров, разработанный во ВНИМИ. Закономерности распределения напряжений в откосах изучаются с помощью различных типов деформометров и микродинамометров.

Д. Харраун и К. Терцаги провели опыты с моделями из желатина. Разжиженный желатин при низкой температуре заливали между двумя вертикальными стеклами, покрытыми смазкой. После застывания желатина поддерживающую вертикальную стенку $1-1$ удаляли, и откос оседал, принимая положение 2 (рис. 4.3). При искусственном повышении температуры модели сопротивление желатина сдвигу снижалось, и модель деформировалась. У верхней поверхности наблюдались явно выраженные трещины растяжения, а у почвы – следы раздавливания желатиновой массы. Наибольшего значения относительная деформация растяжения и, следовательно, растягивающие напряжения достигли на расстоянии $1/2h$ от верхней бровки откоса (где h – высота откоса). При дальнейшем нагревании модели было отмечено скольжение массы желатина по криволинейной поверхности, которая несколько сместилась относительно начального положения. В результате скольжения желатин у почвы откоса оплыл.

Такое моделирование не позволяет сделать каких-либо количественных оценок, но дает некоторое представление о механизме нарушения устойчивости откосов.

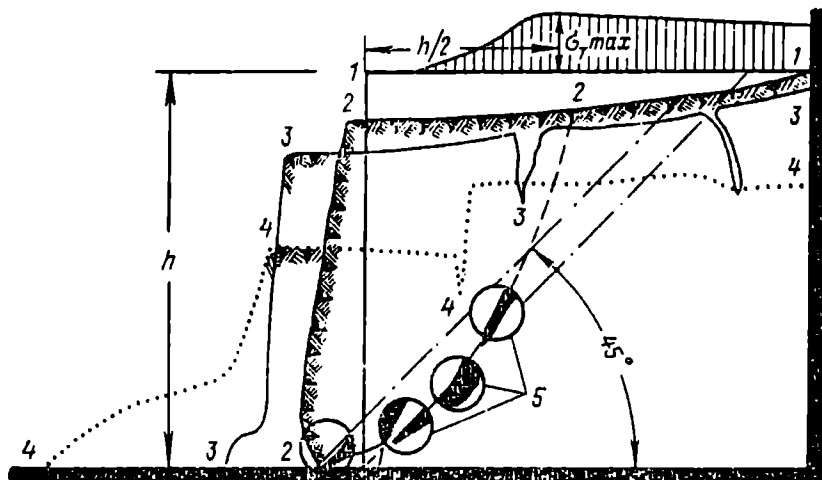


Рис. 4.3. Последовательные этапы нарушения устойчивости модели вертикального откоса из желатина (по данным Д. Харрауна и К. Терцаги): 1-1-1 – положение откоса до снятия вертикальной стенки 1-1; 2-2-2 – положение откоса после снятия вертикальной стенки; 3-3-3 – положение откоса после некоторого повышения температуры; 4-4-4-4 – положение откоса в конце эксперимента; 5 – фотоупругие отпечатки

Поляризационно-оптический метод основан на способности большинства прозрачных материалов приобретать под действием напряжений свойство двойного лучепреломления. Сущность двойного лучепреломления заключается в том, что если на пути поляризованного луча поместить напряженную модель, то этот луч при прохождении определенных точек модели (в которых световые колебания не совпадают с направлением одного из главных нормальных напряжений) разложится на два луча, плоскости колебаний которых взаимно перпендикулярны и совпадают с направлением главных напряжений. Скорости прохождения этих лучей через модель различны и определяются величиной напряжений. Это запаздывание лучей, будучи приведенным к одной плоскости, создает интерференционную картину и позволяет оценить напряженное состояние модели. При этом используется основной закон фотоупругости – аналитическая зависимость между оптической разностью хода распространяющихся в модели световых лучей Γ и величинами главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 :

$$\Gamma = cd (\sigma_1 - \sigma_2), \quad (4.16)$$

где c – константа материала модели, называемая оптическим коэффициентом напряжений; d – толщина модели.

В.Ф. Трумбачев и др. [66], рассматривая особенности моделирования поляризационно-оптическим методом, подразделяют этот метод на фотоупругость, фотопластичность и фотоползучесть.

Фотоупругость – моделирование процессов упругого деформирования материалов.

Фотопластичность – моделирование процессов остаточного деформирования при известных предшествующих состояниях.

Фотоползучесть – моделирование поведения материала во времени под нагрузкой.

Методика моделирования и расчета напряжений, основанная на теории фотоупругости, хорошо разработана для материалов, находящихся в пределах упругих деформаций. Применение этого метода для решения задач, связанных с распределением напряжений в горных породах, основано на допущении о том, что массив горных пород является линейно-деформируемой средой. Для перенесения на натуру результатов моделирования необходимо соблюдать условия подобия, которые состояются из анализа размерностей или по общим функциональным зависимостям теории упругости.

Определяющим критерием подобия является отношение

$$N_m / (l_m \gamma_m) = N_n / (l_n \gamma_n) = \chi, \quad (4.17)$$

где γ_n , γ_m , l_n , l_m – соответственно объемные веса и линейные размеры натуры и модели;

$$N_m = f / l_m^2, \quad N_n = F / l_n^2, \quad (4.18)$$

где f и F – силы, действующие в подобных точках модели и натуры; χ – некоторое безразмерное число.

Тогда критерий подобия для напряжений определится из выражения

$$\sigma_n = \gamma_n / \gamma_m \cdot \mu \sigma_m, \quad (4.19)$$

где μ – масштаб геометрического подобия.

Масштаб силового подобия определится из выражения

$$\beta = \gamma_n \mu / \gamma_m. \quad (4.20)$$

Одним из требований, предъявляемых к оптически-активным материалам, которые используются при моделировании, является способность их работать под действием собственного веса. К таким материалам относится игдантин, в состав которого входят желатин, глицерин и вода. В зависимости от содержания компонентов у игдантина будут изменяться коэффициент оптической чувствительности и модуль упругости.

Изучение напряженного состояния моделей проводится следующими способами:

- фотографированием картин изохром и изоклин на цветную пленку в большой поляризационно-оптической установке для получения картины изохром (изохромы – линии равных касательных напряжений; изоклина – геометрическое место точек, в которых параллельны направления главных касательных напряжений);

- измерением разности хода и параметров изоклин по сетке 20×20 мм или 10×10 мм в координатно-синхронном поляриметре методом компенсации.

Вот как, например, изучалось оптико-поляризационным методом напряженное состояние основания (полуплоскости) и уступа, нагруженных горным оборудованием.

В зависимости от размеров рабочего поля модели масштаб геометрического подобия $\mu = 1:100$ для откоса высотой 20 м, для откосов высотой 25 и 30 м величина μ составляет 1:200. Для указанных откосов масштаб силового подобия составил соответственно 177 и 354 при $\gamma_n = 2 \text{ т/м}^3$ и $\gamma_m = 1,13 \text{ г/см}^3$.

Экспериментальные исследования проводились на плоских моделях, выполненных из игдантина и эпоксигеля. Состав игдантина: желатин пищевой – 15 %, глицерин медицинский – 20 %, вода дистиллированная – 65 %.

Статическую нагрузку экскаватора имитировали: помощью дроби, а динамическую – металлическими пластинами переменной высоты и толщиной 2 мм, ширина пластин равна ширине модели. Высоту наибольшей пластины определяли, исходя из максимального давления экскаватора и объемного веса металла с учетом масштаба силового подобия χ :

$$h_{\max} = \sigma_{\max} \chi / \gamma_q, \quad (4.21)$$

где $h_{\max}$ – высота наибольшей пластины; $\sigma_{\max}$ – максимальное давление экскаватора на горную породу при работе; γ_q – объемный вес металла (дюралюминия).

Высоту остальных пластин определяли из треугольника, представляющего эпюру давления экскаватора. Пластины устанавливали на модели вертикально, плотно одна к другой.

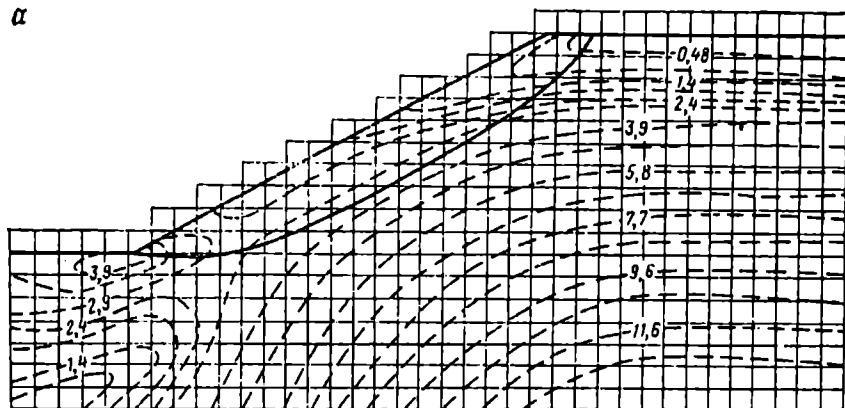
Напряженное состояние моделей из оптически активных материалов изучали путем измерения разности хода и параметров изоклин по сетке 20×20 мм в координатно-синхронном поляриметре КСП-6м методом компенсации. Кроме того, для получения картины изохром модель фотографировали в большой поляризационно-оптической установке БПОУ.

Модель обрабатывали в такой последовательности:

- с помощью шаблона из модели вырезали уступ с заданным углом откоса и высотой;
- модель фотографировали в БПОУ, причем картину изохром фотографировали с введенными пластинками, для получения и фотографирования изоклин поворачивали поляроиды в пределах 90° с интервалами в 10° с выведенной пластинкой;
- модель помещали в прибор КСП-6м, с помощью компенсатора КПК замеряли разность хода по вертикальным сечениям. Расстояние между сечениями в районе нижней бровки принимали равным 20 мм, а в остальной части модели – 40–100 мм.

На рис. 4.4. приведены поля изолиний действующих касательных напряжений и поверхности скольжения в свободном откосе и нагруженном статическими и динамическими нагрузками, создаваемыми экскаваторами ЭШ-14/75 и ЭКГ-4,6. Параметры уступа: $H = 2Q$, м; $\alpha = 30^\circ$. Такие построения и расчеты могут быть проведены и для остальных моделируемых уступов.

a



b

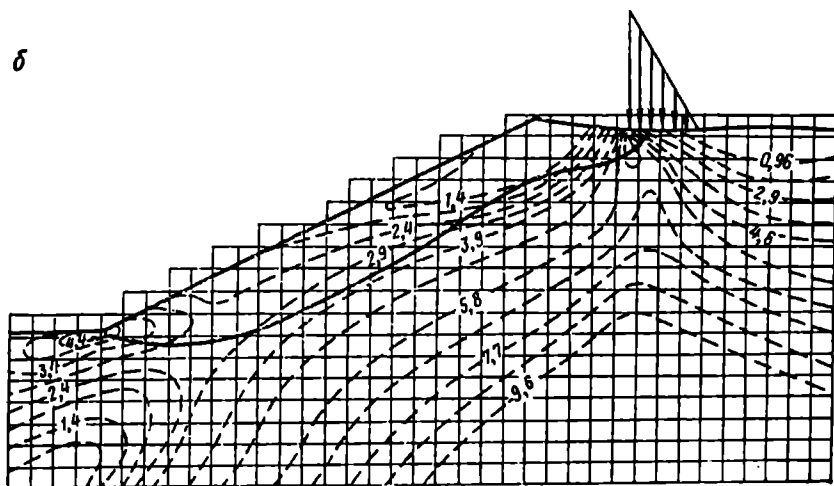


Рис. 4.4. Поле изолиний действующих касательных напряжений в массиве ненагруженного уступа (а) и с динамической нагрузкой (б)

Сравнительный анализ напряженного состояния моделей проводили методом вычитания топоповерхностей, выраженных в изолиниях напряжений, с целью определения в нагруженном откосе зоны, в которой характер распределения и величина напряжений меняются по сравнению с нагруженной полуплоскостью и с ненагруженным откосом.

В качестве границы зоны принимали изолинию с нулевым показателем.

На основании изучения напряженного состояния свободных и нагруженных откосов на моделях из оптически активных материалов можно сделать следующие выводы.

С увеличением крутизны откоса увеличиваются: расстояние от верхней бровки откоса до границы зоны, в которой направления главных напряжений не совпадают с соответствующими показателями для весомой полуплоскости (рис. 4.5); глубина расположения этой зоны; расстояние от нижней бровки откоса до точки пересечения границы зоны с основанием откоса.

1. В свободном откосе концентрация повышенных по величине касательных напряжений приурочена к нижней бровке, а в нагруженном – еще и к области, расположенной непосредственно под опорной частью оборудования. 2. Потенциальная поверхность разрушения имеет сложную форму:

- для свободных откосов в нижней части она криволинейна с переменным радиусом кривизны, в средней —практически прямолинейна, в верхней – криволинейна, переходит в прямую, образующую с вертикалью угол $45^\circ - \varphi/2$. Кривизна поверхности одного знака; при нагрузке, расположенной в пределах призмы возможного обрушения или достаточно далеко от верхней бровки уступа (около 20 м и далее), потенциальные поверхности разрушений в нагруженном и свободном откосах практически совпадают;

- нагрузка на верхнюю бровку уступа на расстоянии 5–15 м от него вызывает изменение потенциальной поверхности разрушения лишь в верхней части до глубины 5–6 м от бермы уступа. Поверхность изменяет свою кривизну, выполаживается, затем вновь увеличивает крутизну и, переходя в прямую, выходит под нагрузку под углом $45^\circ - \varphi/2$ к вертикали;

- горное оборудование, расположенное в зоне его влияния на потенциальную поверхность разрушения (5–15 м), вызывает увеличение средних значений действующих касательных и нормальных напряжений;

- динамические нагрузки горного оборудования, действующие в пределах призмы возможного обрушения (до 5 м), снижают коэффициент запаса устойчивости уступа на 20–25 %;

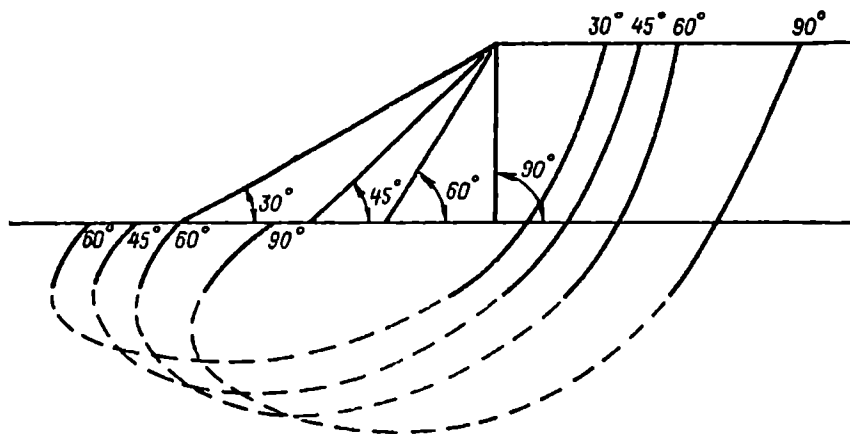


Рис. 4.5. Положение зоны, в которой проявляется влияние откоса на ориентировку главных напряжений

- динамические нагрузки горного оборудования, действующего на расстоянии более 15 м от бровки уступа, не влияют на форму потенциальной поверхности разрушения, распределение напряжений и коэффициент запаса устойчивости уступа.

Сравнивая различные виды физического моделирования, следует отметить, что эти качественные показатели могут быть получены только при использовании оптико-поляризационного метода.

Центробежное моделирование. Идея центробежного метода моделирования заключается [38] в замене гравитационных сил другими объемными силами, величинами которых можно управлять и подбирать их в зависимости от масштаба модели и задачи эксперимента. Такими силами являются центробежные инерционные силы, создаваемые на модели в результате вращения ее на центрифуге и изменяемые в зависимости от угловой скорости вращения. В целом центробежное моделирование находит достаточно широкое применение при решении различных инженерных и методических задач [41] как в статической постановке (исследование устойчивости откосов и гидротехнических сооружений, изучение напряженно-

го состояния пород в основании инженерных сооружений, исследование осадки сооружений), так и в динамической (исследование влияния взрывных нагрузок и сейсмических сил на устойчивость сооружений).

М.Н. Гольдштейн изучал механизм разрушения откоса, сложенного глинистыми породами. При частоте вращения центрифуги 110 мин^{-1} появились первые признаки деформации откоса ($\alpha = 45^\circ$, $h = 7,5 \text{ м}$), связанные с образованием зазора между верхней частью откоса и стенкой кассеты и оседанием верхней бровки откоса. В дальнейшем произошло расширение зазора и параллельное образование в нижней части откоса области пластического деформирования. Верхняя бровка откоса сильно осела, а сам откос существенно выположился. Затем в верхней части появились новые трещины, а в основании откоса возник бугор выпирания, который постепенно увеличивался. Наконец, поверхность скольжения продвинулась еще вниз, и произошло внезапное разрушение откоса в виде сдвига его нижней части, за которой последовал сдвиг верхней части.

Метод центробежного моделирования был также широко использован М.Н. Гольдштейном при исследовании механизма оползневых деформаций береговых склонов Одесского побережья Черного моря. При этом характер залегания в модели лёссов, красно-бурых глин, известняков и мезотических глин соответствовал геологическому строению естественных склонов. Кассета центробежной машины имела размеры $58 \times 60 \times 24,5 \text{ см}$. Предельный масштаб моделирования $m = 100$. Все модели состояли из двух частей: горизонтальной ступени 30 см , ограниченной вертикальным откосом высотой $33\text{--}38 \text{ см}$ (моделирует плато), и пологой (5°) ступени размером 30 см , моделирующей дно моря. Для наблюдения за характером деформаций на боковой поверхности модели наносилась сетка $2 \times 2 \text{ см}$. Начало деформаций фиксировалось датчиками перемещений. Было установлено, что в процессе циклического развития оползневого процесса происходит постепенное снижение сопротивления

сдвигу по поверхности оползневого смещения до установившегося значения. Склон при этом достигает состояния предельного выполаживания.

Известны также работы Ю.Н. Малюшицкого по центробежному моделированию деформаций отвалов.

Как следует из вышеприведенного описания проведенных экспериментов, с помощью центробежного моделирования можно получить важную информацию о динамике геомеханических процессов в массиве горных пород.

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ ГЕОМЕХАНИКИ

Глава 5

Геомеханика открытых горных работ (физико-технической открытой геотехнологии)

Глава 6

Геомеханика подземных горных работ (физико-технической подземной геотехнологии)

Глава 7

Геомеханика комбинированного способа разработки месторождений (комбинированной физико-технической геотехнологии)

Глава 8

Геомеханика физико-химической (скважинной) геотехнологии разработки месторождений

Раздел

2

ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ (ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ)

Когда он дошел до дна,
то снизу ему постучали.

Ежи Лец

5.1. УСЛОВИЯ И ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ДЕФОРМАЦИОННОЕ ПОВЕДЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Ведение открытых горных работ изменяет природное напряженно-деформированное состояние горных пород, слагающих уступы, борта карьеров и отвалов, в результате чего возникают геомеханические процессы, приводящие к деформациям карьерных откосов.

В общем случае под деформацией принято понимать изменение в результате внешнего воздействия положения точек твердого тела, при котором меняется расстояние между ними. Применительно к открытому способу разработки **деформация горных пород** – процесс перемещения некоторой части массива горных пород, происходящий в определенных условиях под влиянием природных экзогенных и горно-технических факторов и приводящий к изменению формы инженерного сооружения (борта карьера, уступа, отвала, дорожного основания и др.). Деформации горных пород наносят большой ущерб народному хозяйству, так как нарушают нормальный режим горного предприятия и ведут к дополнительным материальным затратам.

На геомеханические процессы существенное влияние оказывают геологические и гидрогеологические условия, в которых функционирует карьер (разрез), и две группы факторов (природных и горно-технических).

Геологические условия включают состав, строение и свойства горных пород. Они характеризуют особенности деформаций массива и выбор расчетных схем устойчивости, противодеформационные мероприятия и величину показателей, закладываемых в расчеты.

В геологических условиях выделяют:

- наличие мощной толщи вскрыши, представленной глинистыми породами. Этот компонент обуславливает необходимость выполаживания бортов и применения малоэффективных систем разработки, ограничивает проходимость горно-транспортного оборудования в период строительства карьера;

- неблагоприятно ориентированную структуру массива горных пород. Этот компонент осложняет строительство и эксплуатацию карьеров, ухудшает условия устойчивости откосов;

- неблагоприятные показатели свойств вскрышных пород, в том числе:

- низкую водопроницаемость пород (коэффициент фильтрации меньше 1 м/сут),

- склонность пород к набуханию,
- низкую несущую способность пород,
- низкое сопротивление сдвигу,
- тиксотропность.

Все эти компоненты осложняют и удорожают строительство карьеров, ограничивают применение горно-транспортного оборудования с большим удельным давлением на грунт, ухудшают проходимость и вызывают просадку горно-транспортного оборудования, приводят к многочисленным деформациям откосов.

Гидрогеологические условия воздействуют как на прочность массива горных пород, так и на условия их деформирования. Эффективность влияния этой группы условий зависит от характеристик подземных и поверхностных вод и условий среды.

В гидрогеологических условиях выделяют:

- **поверхностные воды, пересекающие карьерное поле или находящиеся в непосредственной близости от него.** Этот компонент приводит к фильтрации воды в карьер, возникновению фильтрационных деформаций, осложняет строительство и эксплуатацию карьеров, ухудшает условия устойчивости откосов;

- **водоносные горизонты в массиве горных пород.** Этот компонент приводит к возникновению фильтрационных деформаций откосов, увеличению влажности полезного ископаемого, увлажнению основания внутренних отвалов, развитию процессов растворения, выщелачивания и набухания пород и руд, фильтрации воды в карьер. В результате осложняется строительство и эксплуатация карьеров, ухудшается качество полезного ископаемого, ухудшаются условия устойчивости откосов, снижается производительность горно-транспортного оборудования;

- **обводненность контактов слоев и структурных нарушений.** Этот компонент приводит к деформации откосов и может вызвать внезапный прорыв воды в карьер;

- **карст.** Этот компонент приводит к просадке и обрушению уступов, ухудшению их устойчивости и может вызвать аварии горно-транспортного оборудования.

Все эти компоненты также весьма негативно сказываются на устойчивости карьерных откосов и могут вызвать их интенсивные деформации.

В группу природных факторов входят атмосферные осадки, температурный и мерзлотный режимы района.

Как отмечает Е.П. Емельянова [16], влияние колебаний количества атмосферных осадков на величину подвижек систематически или периодически смещающихся оползней более ясно выражено в районах с отсутствием зимнего промерзания приповерхностной зоны пород. Именно к этим зонам и относится большинство приводимых сведений о связи деформаций природных склонов и карьерных откосов с атмосферными осадками.

П. Лэмб, сопоставив частоту и время проявления оползней в районе г. Гонконга с интенсивностью атмосферных осадков, по-

казал, что подавляющее число деформаций (сдвиг насыпей, размещенных на склоне, обрушение откосов выемок и др.) произошло в период сильных дождей с мая по сентябрь. Основным фактором, вызывающим деформацию, является снижение величины сцепления в породах склона до значений, близких к нулю, в результате инфильтрации в массив атмосферных осадков.

Анализ наиболее крупных деформаций откосов в карьерах Предкарпатского сероносного бассейна (с объемом оползших пород не менее 5 тыс. м³) показал, что наибольшее число деформаций приурочено к маю – августу, т.е. к периодам наиболее интенсивного выпадения атмосферных осадков в этом районе (рис. 5.1). Установлено, что возникновению некоторых видов деформаций уступов на этих карьерах предшествует выпадение осадков в количестве свыше 35 мм в течение 10–12 сут. Скорость подвижек пород резко возрастает спустя 7–12 дней после завершения дождливого периода. Время запаздывания, как правило, зависит от мощности оползневого массива.

Таким образом, можно считать установленным, что в определенных условиях атмосферные осадки существенно интенсифицируют деформационные процессы.

Температурный и мерзлотный режимы района также влияют на деформационные процессы в массиве горных пород. Воздействие температурного режима массива горных пород на происходящие в нем деформационные процессы в наибольшей мере проявляются при расположении карьеров в зоне многолетней мерзлоты. При этом необходимо учитывать, что наличие в массиве горных пород трещин, выполненных льдом, может в определенных условиях привести к деформации отдельных уступов или всего борта, а под непрерывным воздействием циклов прогревание – замораживание происходит снижение прочности массива горных пород.

Какие же ледяные трещины представляют опасность для устойчивости карьерных откосов? Во-первых, трещины, простирающиеся которых совпадает или близко к простираению борта (уступа), и, во-вторых, трещины, направленные в сторону карьера и имеющие угол падения β , при условии, что $\beta > \varphi^1$ (где φ^1 – угол внутреннего трения по поверхности трещины), так как эти трещины могут стать поверхностями обрушения.

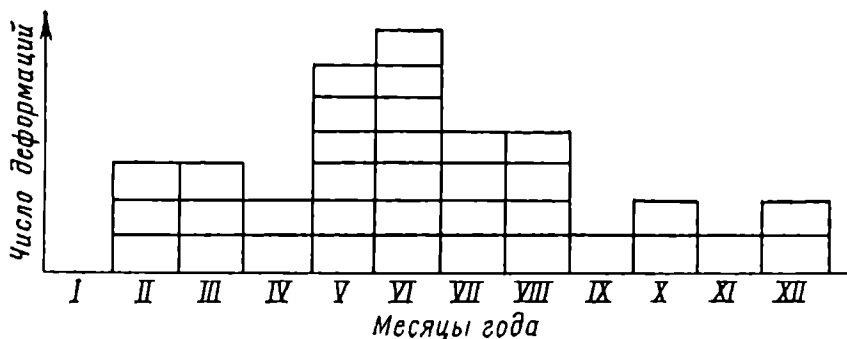


Рис. 5.1. Распределение деформаций откосов на карьерах Предкарпатья по месяцам года

Для того, чтобы определить, будет ли обрушение массива по поверхности (поверхностям) ослабления, выполненной льдом, иметь локальный или общий характер, необходимо найти глубину прогревания бортов карьеров за летний период.

Теоретические расчеты показали, что глубина прогревания бортов карьеров в летний период не превышает 4 м. Температурный режим нижележащего аккумуляционного слоя изменяется лишь в пределах отрицательных температур. Таким образом, пониженным сопротивлением сдвигу характеризуется только верхний слой массива.

Наличие ослабленной зоны мощностью до 4 м у поверхности бортов карьеров, естественно, не сказывается на их общей устойчивости, но будет до некоторой степени предопределять устойчивость отдельных уступов.

При расчете устойчивости уступов, расположенных в зоне многолетней мерзлоты, могут быть использованы следующие расчетные схемы, учитывающие различные условия деформаций уступов:

- поверхность обрушения уступов по всей своей длине не совпадает с поверхностью ослабления, и массив деформируется как квазиизотропная среда;
- поверхность обрушения уступа в своей верхней (или нижней) части совпадает с поверхностью ослабления, выполненной льдом;

- поверхность обрушения уступа полностью совпадает с поверхностью ослабления, выполненной льдом.

В зависимости от условий деформирования в расчетах следует использовать механические характеристики мерзлых и морозных горных пород, а также льда.

Природные факторы должны учитываться при разработке мероприятий по уменьшению сроков стояния уступов и бортов (атмосферные факторы), в расчетах устойчивости уступов (температурный режим) и при прогнозировании некоторых видов оползневых деформаций (количество и периодичность атмосферных осадков).

К **горно-техническим факторам** относятся: способ вскрытия карьерного поля, система разработки, режим горных работ, способ рыхления горной массы, структура комплексной механизации, отвалообразование, геометрические параметры карьера, наличие подземных горных работ в районе карьерного поля и в непосредственной близости от него. К настоящему времени большинство этих факторов изучено еще недостаточно. Необходимость проведения детальных исследований в этом направлении диктуется тем обстоятельством, что этой группой факторов возможно управлять и тем самым снижать их вредное воздействие на массив горных пород.

Рассмотрим более подробно некоторые наиболее важные горно-технические факторы: способ вскрытия карьерного поля, систему разработки и режим горных работ.

Способ вскрытия месторождения определенным образом влияет на устойчивость уступов и бортов карьеров. Положение вскрывающих выработок относительно контура карьера, время их существования (стационарность), наклон выработок могут создавать благоприятные условия для деформационных явлений, развития в массиве реологических процессов и интенсивного выветривания пород. Все это необходимо учитывать при выборе способа вскрытия карьерного поля.

В. Н. Славянов [60] описывает случай, когда из-за отсутствия локального инженерно-геологического прогноза въездная траншея Ермолаевского карьера была запроектирована вдоль

оси синклинальной складки. Поскольку падение пород было направлено в сторону дна траншеи, ее проходка была осложнена многочисленными деформациями откосов.

Неудачное расположение вскрывающих выработок Роздольского серного карьера привело к тому, что в течение двух лет северный борт центральной траншеи (протяженностью 400 м) подвергался непрерывным деформациям.

Воздействие системы разработки и режима горных работ на устойчивость уступов и бортов карьеров проявляется в следующем:

- неудачно выбранное направление ведения горных работ в плане и по вертикали может в определенных условиях привести к развитию в массиве деформационных процессов (подрезка контактов слоев или нарушений и пр.);

- степень интенсивности горных работ определяет параметры устойчивости рабочих уступов. При коротком фронте работ и высокой скорости подвигания в массиве не успевают развиваться деформационные процессы, что позволяет придавать рабочим уступам более крутые углы наклона;

- отстройка предельного контура карьера в процессе отработки верхних горизонтов приводит к интенсивному выветриванию пород этих горизонтов, выполаживанию откосов и засыпке берм;

- размещение отвалов в выработанном пространстве увеличивает сопротивление борта сдвигающим усилиям и улучшает условия его устойчивости.

Время стояния уступов, обусловленное способом вскрытия, системой разработки и режимом горных работ, должно учитываться в методике проведения прочностных испытаний пород и при обосновании величины коэффициента запаса.

1. Система разработки

Рассмотрим влияние системы разработки на время стояния откоса в предельном положении в условиях длинновытянутой крутопадающей залежи (карьеры Шор-Су, Аксай и др.).

Здесь возможны три варианта отработки: на полную длину карьера; на длину блока; на полную глубину карьера в пределах одного блока. Во всех этих вариантах при одинаковых параметрах системы разработки время стояния бортов в предельном контуре карьера t определяется из выражения

$$t = (V_n - V_k) / P, \quad (5.1)$$

где V_n – полный объем горной массы в контурах карьера, м^3 ; V_k – объем горной массы, при выемке которой начинает отстраиваться предельный контур одного из бортов карьера, м^3 ; P – годовая производительность карьера по горной массе, $\text{м}^3/\text{год}$.

На рис. 5.2. приведена зависимость времени стояния борта от длины блока при различной производительности карьера. С точки зрения времени стояния бортов карьеров и увеличения их углов наклона наилучшим является третий вариант, поскольку исследованиями канд. техн. наук С.В. Кагермазовой установлен следующий вид экспериментальной зависимости уменьшения прочности пород во времени под влиянием выветривания на любой глубине от поверхности откоса:

$$R = R_0 \exp [-bt \exp (-kh)], \quad (5.2)$$

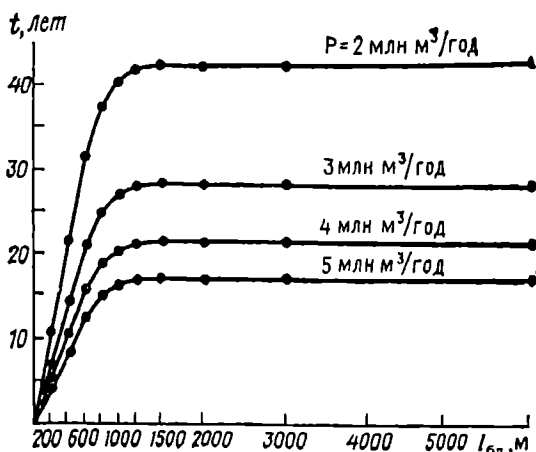


Рис. 5.2. Зависимости времени стояния борта t со стороны лежащего бока залежи от длины блока $l_{\text{бл}}$ и производительности карьера P

где R – прочность породы на глубине h от поверхности откоса через время t , кгс/см²; R_0 – начальная прочность породы, кгс/см²; t – время обнажения откоса, лет; b – коэффициент, зависящий от начальной прочности и типа породы и характеризующий изменение прочности на поверхности откоса во времени; k – коэффициент, характеризующий изменение прочности в глубь откоса.

На геомеханические процессы существенное влияние оказывают геологические и гидрогеологические условия, в которых функционирует карьер (разрез).

2. Структура комплексной механизации

Влияние структуры комплексной механизации проявляется в двух формах. Во-первых, при экскавации горных пород без предварительного рыхления контур откоса зависит от типа выемочного оборудования и его параметров. Во-вторых, горно-транспортное оборудование создает дополнительные статические и динамические нагрузки на массив горных пород.

В зависимости от типа выемочного оборудования форма откоса уступа может существенно меняться.

Тип выемочного оборудования	Экскаватор- мехлопата	Экскаватор-драг- лайн	Многочер- паковый экскаватор	Роторный экскаватор
Контур откоса уступа	Вогнутый	Прямоли- нейный	Прямоли- нейный	Фигурный

Исследования показывают, что коэффициент запаса устойчивости уступов с прямолинейным и вогнутым контурами откосов практически совпадает. Что касается устойчивости откосов фигурного контура, то этот вопрос нуждается в дополнительной проработке.

Воздействие динамических нагрузок горно-транспортного оборудования на массив горных пород проявляется в следующих двух формах:

- под воздействием передающейся от горно-транспортного оборудования горным породам вибрации у пород, расположен-

ных на определенном расстоянии от источника колебаний, снижается сопротивление сдвигу,

- во время работы экскаватора его давление на горную породу перераспределяется и в отдельных (ограниченных) областях динамическое давление может в несколько раз превышать статическое.

Таким образом, динамические нагрузки могут привести в первом случае к образованию в массиве горных пород зон пониженной прочности, а во втором – превысить несущую способность горной породы или резко увеличить сдвигающие нагрузки, что, в свою очередь, может вызвать деформацию уступа и аварию оборудования.

Анализ литературных данных по вопросу распределения давления на грунт работающего горно-транспортного оборудования позволяет сделать следующие выводы:

- динамические нагрузки горно-транспортного оборудования являются одной из основных причин деформаций оснований и откосов, сложенных песчано-глинистыми породами;

- под воздействием передающейся вибрации происходит снижение сопротивления сдвигу у пород, расположенных в пределах определенной зоны. Причем степень уменьшения прочности пород зависит от амплитуды, частоты и, в конечном счете, от ускорения колебаний, а размеры зоны пониженной прочности пород – от их свойств и, в частности, от способности к поглощению энергии волн;

- эффект динамического давления на массив горных пород проявляется по-разному и зависит от типа экскаватора, формы и размеров его опорной части, параметров карьерных откосов, расстояния от верхней бровки уступа до опорной части экскаватора и несущей способности горных пород.

Экспериментальные исследования по изучению динамических нагрузок экскаваторов на массив горных пород показали следующее:

- давление передней части базы экскаватора-драглайна на грунт начинает возрастать во время рабочей операции «черпание», достигая максимальной величины $\sigma_{\max}$ в момент заполнения ковша грунтом и отрыва его от земли;

- при повороте экскаватора с заполненным ковшом давление машины на грунт остается примерно постоянным до момента разгрузки ковша;
- окончание разгрузки ковша сопровождается снижением давления до величины, примерно равной статическому давлению;
- в период холостого хода давление на грунт остается постоянным, несколько превышая статическое до момента опускания ковша на грунт, когда оно становится равным статическому;
- максимальная величина динамического давления экскаватора наблюдается в момент черпания в точке под кромкой базы со стороны ковша.

Характер распределения динамических нагрузок на грунт при работе экскаватора-механической лопаты тот же, что и для экскаватора-драглайна.

В табл. 5.1 представлены максимальные величины динамического давления под краем базы (гусеницы).

Увеличение давления на грунт во время работы экскаватора по сравнению со статическим происходит за счет того, что нагрузка передается не через всю площадь поверхности базы (гусеницы), а лишь через некоторую ее часть.

Общие выводы о влиянии динамических нагрузок экскаваторов на массив уступа заключаются в следующем.

Вибрация, создаваемая экскаваторами ЭШ-14/75 и ЭКГ-4,6 при работе, столь незначительна, что не оказывает влияния на прочность массива, и сопротивление сдвигу пород при этих вибрационных нагрузках практически равно его сопротивлению сдвигу в статических условиях нагружения.

Таблица 5.1

Тип экскаватора	Статическое давление, у.е.	Максимальное динамическое давление на кромке базы гусеницы, у.е., при			
		черпании	повороте	разгрузке	холостом ходе
ЭШ-14/75	0,91	5,76	5,31	1,71	1,71
ЭКГ-4,6	2,00	3,90	5,30	5,05	3,60

В процессе работы экскаваторов происходит перераспределение давления под опорными поверхностями. При этом средние величины давления возрастают в 3 и 1,3 раза, а максимальные – в 6,3 и 2,65 раза соответственно для экскаваторов ЭШ-14/75 и ЭКГ-4,6. Площадь опорных поверхностей экскаваторов во время работы (особенно во время черпания породы) сокращается.

Эпюра давления под опорными поверхностями имеет треугольную форму, давление достигает максимума под кромкой базы шагающего экскаватора или под передней частью гусеницы со стороны забоя.

Для оценки устойчивости нагруженных уступов необходимо строить эпюры динамических нагрузок.

3. Способ рыхления горных пород

Основным способом рыхления твердых горных пород является буровзрывной. Установлено, что этот способ ведения взрывных работ в значительной мере влияет на прочность, а следовательно, и на устойчивость пород. Обрушение отдельных уступов, а иногда и групп уступов, во многих случаях вызвано тем, что при подходе к предельному контуру не соблюдается противодеформационный режим взрывных работ.

Деформация откосов после взрыва происходит главным образом путем обрушения отдельных породных блоков по плоскостям наименьшего сопротивления вдоль существующих и расширяющихся под действием взрыва трещин. Наиболее активны те поверхности ослабления, которые направлены в сторону выемки и имеют угол падения θ в интервале $\alpha > \theta > \varphi^1$, где α – угол откоса уступа, градус; φ^1 – угол внутреннего трения по поверхности ослабления, градус.

Между направлением трещиноватости, углом наклона скважин и углом откоса имеются определенные соотношения: при падении трещин в сторону выработанного пространства под углами, меньшими 45^0 , наклон скважин не влияет на угол откоса уступа. При падении трещин в сторону выемки под углами $46-60^0$ и $61-70^0$ применение наклонных скважин (с углами наклона 70^0 в первом случае и $70-80^0$ во втором) позволяет получить откос уступа, параллельный поверхности трещин. Верти-

кальные скважины целесообразнее применять при крутопадающих трещинах (с падением 71–90°). Откос уступа в этих случаях совпадает с направлением трещин.

Наблюдения за деформациями откосов показали, что после взрыва в массиве горных пород могут быть выделены две зоны (рис. 5.3.). Первая – зона заколов начинается от бровки уступа и характеризуется интенсивным нарушением сплошности массива с образованием раскрытых трещин (заколов) из-за смещения структурных блоков. Граница этой зоны при вертикальных скважинах диаметром до 245 мм находится в 5–6 м, а при наклонных скважинах диаметром до 155 мм – в 3–4 м от верхней бровки откоса. К первой зоне примыкает вторая – зона сотрясения, в которой также нарушается сплошность массива горных пород (за счет развития микротрещиноватости) и снижается их прочность. В этой зоне имеет место сжатие пород и их общее смещение в глубь массива. Протяженность зоны сотрясения 15–17 м – при вертикальных скважинах и 10–12 м – при наклонных (от границы первой зоны). За условную границу зоны сотрясений принят крайний интервал между реперами, в котором

$$\epsilon = (d_2 - d_1) / d_2 \leq 2 \cdot 10^{-3}, \quad (5.3)$$

где ϵ – горизонтальная деформация массива за период между двумя наблюдениями; d_1, d_2 – горизонтальные расстояния между реперами соответственно до и после взрыва.

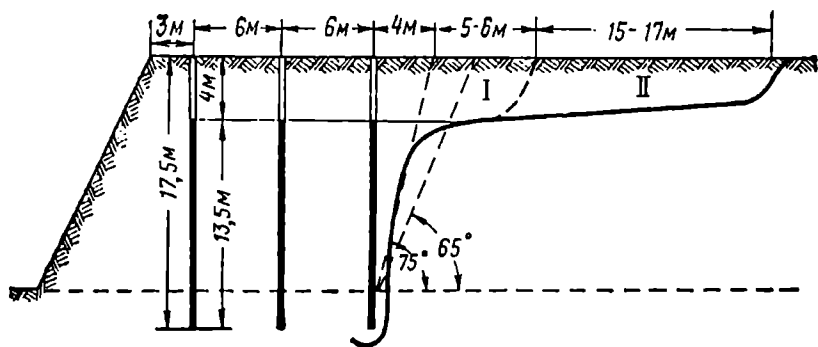


Рис. 5.3. Распределение нарушенных зон в массиве уступа:

I – зона заколов; II – зона сотрясений

Сравнение скоростей бурения скважин, расположенных на разном расстоянии от верхней бровки откоса /, показывает, что скорость бурения возрастает с удалением скважин от бровки уступа. На основании этих данных построены графики разрушенности пород (рис. 5.4). При этом за условный коэффициент разрушенности β принята величина, обратная скорости бурения. При взрыве вертикальных скважин диаметром до 245 мм зона нарушения сплошности имеет протяженность около 20 м (от верхней бровки откоса), соответственно для наклонных скважин диаметром до 155 мм – 15 м. Таким образом, размеры зон, определенных по скорости бурения и относительному смещению реперов, примерно совпадают. Границы зон заколов и сотрясений в вертикальном разрезе построены по результатам наблюдений за деформациями пород в специально пройденных шурфах. Известно, что разрушение массива происходит по тем направлениям, где возникающие напряжения превышают предел прочности пород на растяжение. Поскольку скальные и полускальные породы

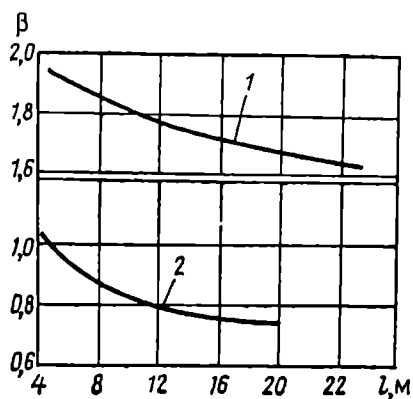


Рис. 5.4. Зависимости условного коэффициента разрушенности горных пород β от расстояния l между верхней бровкой уступа и первым рядом скважин:

1 – для вертикальных скважин диаметром до 245 мм; 2 – для наклонных скважин диаметром до 155 мм

представляют преимущественно не сплошную среду, а комбинацию разнообразных блоков, скрепленных между собой материалами той или иной прочности или вообще несцементированных, очевидно, что взрыву приходится в меньшей степени преодолевать сопротивление самой горной породы σ^I и в большей степени сопротивление цемента, соединяющего отдельные блоки, которое неизмеримо меньше σ^I . Здесь ударное воздействие газов и волновые нагрузки создают условия, при которых в массиве образуется минимальное число новых трещин, а имеющиеся

макро- и микротрещины получают дальнейшее развитие. Этот тезис хорошо подтверждается результатами структурных съемок трещиноватости на поверхности откоса и в шурфах. Причем наиболее эффективно развиваются те трещины, простирающие которых параллельно и перпендикулярно линии скважин (радиальные и тангенциальные трещины).

5.2. ВИДЫ ДЕФОРМАЦИЙ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ И ОТВАЛОВ

При изучении деформаций карьерных откосов и отвалов необходимо иметь информацию о деформациях природных склонов и откосов инженерных сооружений, поскольку между ними имеется очень много схожих черт.

5.2.1. Классификации деформаций природных склонов и откосов инженерных сооружений

В научно-технической литературе встречается большое число предложений по классификации деформаций природных склонов и откосов инженерных сооружений, в основу которых положены различные принципы.

Н.А. Цытович [71] считает основными видами нарушения устойчивости грунтовых массивов оползни, обвалы, сплывы, выдавливание.

Оползни – сложное явление, представляющее совокупность следующих друг за другом отдельных скольжений масс грунта; оползни наблюдаются главным образом в связных грунтах и обуславливаются изменениями величин сцепления.

Обвалы отличаются от оползней тем, что при их образовании деформации захватывают значительные по распространению слои грунта и протекают весьма быстро. Обвалы грунта возникают вследствие временного уменьшения грунта сдвигающим усилиям.

Совместные нарушения сил сцепления и сопротивления трения приводят к нарушениям устойчивости массивов грунта, промежуточным между оползнями и обвалами.

Сплывы – нарушение устойчивости масс грунта, переходящих в текучее состояние.

Выдавливание – явление пластического течения мягких масс грунта.

По мнению Н.А. Цытовича, различие между оползнями и обвалами, с одной стороны, и сплывами и выдавливаниями – с другой, заключается в том, что для первых всегда наблюдаются криволинейные поверхности скольжения, тогда как в последних явно выраженных поверхностей скольжения нет, особенно если грунты находятся в текучем состоянии.

Классификация Н.А. Цытовича не имеет четко зафиксированного принципа. Вряд ли также можно согласиться с утверждением, что характерная особенность оползней – наличие криволинейной поверхности скольжения. Имеются многочисленные случаи оползней по плоским поверхностям скольжения, связанным с наличием в грунтовом массиве неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления.

Н.Н. Маслов [35] выделяет следующие возможные нарушения устойчивости и деформации откосов:

- обвалы и вывалы;
- обрушение со срезом и вращением;
- скольжение (соскальзывание);
- покровные оползни;
- оплывы;
- скол при просадке.

Как отмечает Н.Н. Маслов, предложенная им классификация имеет своей целью способствовать назначению в каждом конкретном случае наиболее эффективных путей обеспечения требуемой устойчивости склонов и откосов с использованием выделенных классификационных признаков (характер деформации, скорость деформации, характерная природная обстановка). В этой классификации трудно выделить какие-либо основные принципы, поэтому целесообразность ее практического использования весьма сомнительна.

А. Немчок, С. Пасек и И. Рибар [72] выделяют следующие типы деформаций: крип, оползень, поток, обвал (обрушение).

Крип – геологическое длительное движение породных масс с неувеличивающейся скоростью без хорошо выраженных поверхностей скольжения; оползень – движение породных масс вдоль одной или нескольких хорошо выраженных поверхностей скольжения; поток – движение породных масс, аналогичное движению жидкости; обвал – внезапное сдвигание откоса, причем движущиеся породные массы лишь на короткий промежуток времени теряют связь с подстилающими породами. Как следует из краткого описания, эта классификация не имеет четко выраженных классификационных признаков.

М. Мамулеа в качестве критерия классификации принял характер поверхности скольжения, выделив четыре группы деформаций:

- без выраженной поверхности скольжения (обвалы скальных пород, осыпи, вязкое течение глин и др.);
- по поверхностям геометрически неправильной формы (оползни – потоки, смещения небольшой глубины с образованием складок и неровностей);
- по поверхностям геометрически правильной формы, в том числе по плоским (контакты слоев, тектонические трещины и др.) и криволинейным (включая круглоцилиндрические и другие поверхности скольжения, а также поверхности сложной кривизны);
- смешанного типа (оползни, начинающиеся как смещения по криволинейной поверхности, а затем переходящие в оползень – поток или вязкое течение).

Недостатком этой классификации является то, что в ней к одному классу отнесены такие различные по своей физической природе деформации, как, например, осыпи, обвалы и вязкое течение.

В.К. Хоу выделяет следующие виды движения земляных масс на склонах:

- крип, который характеризуется медленным, почти незаметным увеличением пологости склонов;
- оползни – внезапное перемещение вниз по склону значительных по объему земляных масс.

Отмечены следующие виды оползней:

- оползни с перемещением некоторого массива грунтов; кроме того, выделяются оползни вращения, когда сползающий массив грунта перемещается по некоторой поверхности скольжения, имеющей в разрезе вид дуги круга, и оползень с прямолинейным участком линии скольжения, когда поверхностью скольжения является уже имеющаяся в массиве естественная ослабленная зона;

- оползни-потоки, отличающиеся тем, что грунт в оползневом теле переходит из относительного твердого в почти разжиженное состояние и после этого начинает течь вниз по склону за пределы начального положения.

Интересно предложение ряда зарубежных авторов (Е. Хука, Д. Троллопа) связать механизм деформации откоса с количеством имеющихся в массиве горных пород поверхностей ослабления.

На рис. 5.5 показаны основные виды деформаций откосов, сложенных скальными породами (по Е. Хуку):

- плоский сдвиг в хорошо упорядоченных структурах (например, в сланцах);
- клиновидное разрушение по двум поверхностям ослабления;
- опрокидывание в массиве горных пород с поверхностями ослабления, имеющими крутое падение в сторону массива.

Большое число классификаций посвящено наиболее часто встречающимся видам деформаций – оползням.

П.Н. Брайт классифицирует оползни с учетом их происхождения и формы движения как оползни-обвалы, оползни-потоки, пластические оползни и селевые выносы.

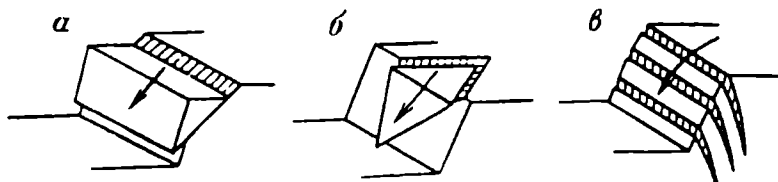


Рис. 5.5. Основные типы деформаций откосов, сложенных скальными породами (по Е. Хуку):

a – плоский сдвиг; *б* – клиновидное разрушение; *в* – опрокидывание

Ф.П. Саваренский разделяет оползни по структуре оползневого склона и положению поверхности смещения на асеквентные, консеквентные и инсеквентные.

Асеквентные – оползни в однородных неслоистых породах с криволинейной поверхностью скольжения, положение которой зависит от величины трения и сцепления пород.

Консеквентные – оползни, у которых скольжение происходит по наклонной поверхности, предопределенной строением склона.

Инсеквентные – оползни, у которых поверхность скольжения пересекает слои разного состава.

Е.П. Емельянова [16] выделяет три группы классификаций оползней:

- общие, применимые во всех природных условиях (эти классификации основаны на признаках, характеризующих особенности оползневого процесса, условий его возникновения или природных образований, являющихся его результатом);
- частные, также применимые к любым районам (эти классификации основаны на признаках, существенных для оценки влияния на оползневые процессы лишь отдельных факторов);
- региональные классификации, разработанные для отдельных районов развития оползней (эти классификации основаны на признаках, характеризующих различия местных условий возникновения оползней).

Большое число исследователей склоняется к тому, что расчленение оползней на отдельные типы наиболее целесообразно производить по механизму оползневого процесса, под которым понимают закономерную последовательность взаимодействия отдельных частей элементов оползневой зоны, обусловленную воздействием внешних факторов и изменением состояния геологической среды. Использование указанного критерия важно еще и потому, что достаточно отчетливо устанавливается связь механизма оползней с составом, структурой, состоянием и свойствами горных пород. Широкий диапазон и различия в характере залегания предопределяют разнообразие оползней, которые отличаются друг от друга по многим параметрам.

В.В. Кюнтцель [42] выделил шесть существенно отличающихся друг от друга типов оползней: скольжение, выдавливание, выплывание, течение, проседание, разжижение (рис. 5.6). Каждый из них может быть разделен на более мелкие классы по литологическому составу пород основных деформирующихся горизонтов, распространенных на исследуемой территории.

Оползни скольжения – один из наиболее распространенных типов оползней. Они связаны с различными по составу, возрасту и генезису скальными и полускальными породами, значительно дислоцированными или имеющими моноклинальное залегание и нередко нарушенными тектоническими и иного генезиса трещинами. Различие состава деформирующихся пород и их структуры предопределяют существенные различия морфологии, морфометрии и динамики оползней этого типа. Для них характерно также блоковое строение, наличие наклонной поверхности или зоны, совпадающей с плоскостями напластования, расланцованности, крупными тектоническими разломами или другими ослабленными зонами в массивах горных пород. Оползни этого типа характеризуются поступательным или вращательно-поступательным движением, имеющим иногда высокую скорость.

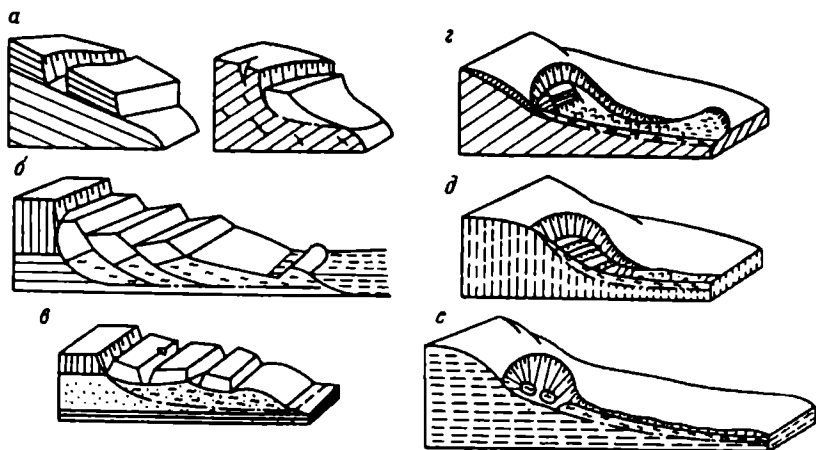


Рис. 5.6. Типы оползней (по В.В. Кюнтцелю):

a – скольжения; *б* – выдавливания; *в* – выплывания; *г* – течения; *д* – проседания; *е* – разжижения

Оползни выдавливания доминируют в условиях платформенных структур, где породы имеют залегание, близкое к горизонтальному, и встречаются выдержанные горизонты глинистых пород. Они широко распространены по берегам рек, озер, морей и водохранилищ, в бортах оврагов и карьеров, дорожных выемках и других искусственных сооружениях. Размеры их колеблются от нескольких десятков метров до нескольких километров. Для оползней выдавливания характерна фронтальная или циркуобразная форма в плане и блоковое строение.

По числу проявлений оползни выдавливания занимают одно из первых мест среди прочих оползней, но по интенсивности развития уступают большинству других типов.

Оползни выплывания. Механизм оползней этого типа изучен еще очень слабо. Исследования последних лет показали, что нередко в качестве основных деформирующихся горизонтов выступают песчаные тонкозернистые породы с коллоидными связями. Разрушение структурных связей вызывает значительные деформации в песчаных породах, переход их в плавунное состояние и смещение вышележащих пород. В этом случае процесс выплывания играет вспомогательную роль, а скорости движения оползней уменьшаются по сравнению с теми оползнями, которые возникают при значительном внезапном выплывании песчаных или пылеватых пород.

Оползни течения (оползни-потоки) встречаются практически на всем земном шаре и по числу проявлений занимают первое место. Однако размеры большинства из них незначительны. Такие мелкие оползни обычно именуются оплывинами и сплывами. Наряду с ними встречаются крупные оползни течения, захватывающие значительные по площади участки. Для оползней данного типа характерна тесная связь с корой выветривания пород. В горно-складчатых областях оползни течения связаны в основном с алювиально-делювиальными глинистыми и крупнообломочными покровными образованиями и рыхлыми оползневыми накопителями. Нередко они образуются в отвалах горных предприятий. Форма оползней течения чаще всего глетчеровидная. Характерная особенность механизма оползней течения –

полная или частичная потеря первичной структуры пород в зоне смещения вследствие изменения их влажности.

Оползни проседания. Самостоятельность этого типа оползней признается далеко не всеми исследователями. Оползни проседания локализуются в области распространения лёссов и лёссовидных пород. Механизм этого типа оползней изучен еще недостаточно.

Оползни разжижения распространены в областях развития молодых глинистых отложений, преимущественно моренного генезиса, характерное свойство которых – высокая чувствительность, во много раз превышающая показатель чувствительности нормальных глин. Эти глины обладают способностью внезапно разжижения и перехода в текучее состояние при нарушении их первичной структуры.

Давая общую оценку возможности применения рассмотренных выше классификаций для изучения деформаций уступов и бортов карьеров, необходимо указать, что они не охватывают всех видов деформаций карьерных откосов и могут быть поэтому использованы лишь в качестве детализирующих конкретные виды деформаций.

5.2.2. Классификация деформаций уступов и бортов карьеров

Изучение деформаций уступов и бортов карьеров проводится на основе их классификаций. Такие классификации необходимы и для выбора схем расчета устойчивости карьерных откосов.

Г.Л. Фисенко в 1956 г. деформации бортов и уступов угольных карьеров разделил [69] на четыре вида: осыпи, обрушения, оползни, оплывины.

П.Н. Панюков в 1962 г. добавил [44] к классификации Г.Л. Фисенко еще один вид деформаций – обвалы и более подробно рассмотрел оползни уступов и бортов карьеров, а также внешних и внутренних отвалов. В предложенной им классификации оползни уступов и бортов карьеров дополнительно подразделяются на простые (собственно оползни, оскользны и

оползни-оскользни) и сложные (оползни выдавливания, оплывания, проседания).

В разработанной ВНИМИ в 1971 г. «Инструкции по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости» [20] выделены следующие виды нарушений устойчивости уступов, бортов и отвалов: осыпи, обрушения, оползни, просадки, оплывины, а также группа фильтрационных деформаций, вызываемых подземными водами и включающих оплывание, выпор, механическую суффозию и фильтрационный вынос вдоль трещин.

В более поздних работах ВНИМИ фильтрационные деформации не выделяются в отдельную группу, а рассматриваются в рамках пяти основных видов деформации.

Как отмечается в этой работе, не существует четкой границы между отдельными видами деформаций. Осыпи и обрушения различаются по относительным размерам деформирующихся массивов, а обрушения и оползни – по скорости деформации, зависящей от наклона поверхности скольжения и от характера напряженного состояния пород по поверхности скольжения.

С учетом вышеизложенного все виды деформаций карьерных откосов разделены на две группы (рис. 5.7).

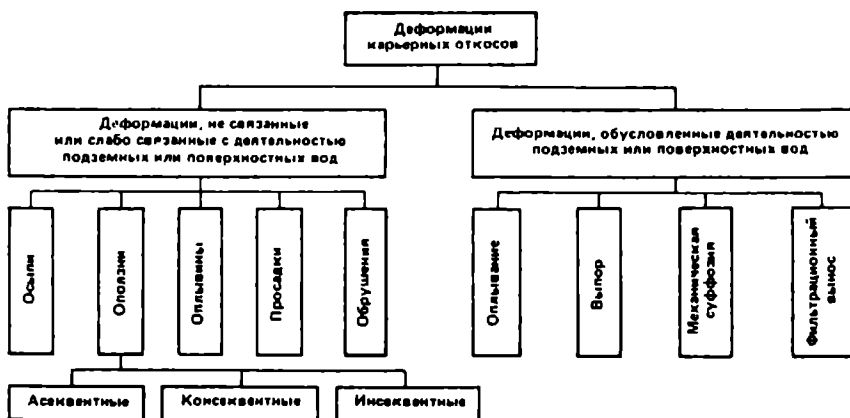


Рис. 5.7. Виды деформаций карьерных откосов

К *первой группе* относятся деформации, проявление которых не связано или связано незначительно с деятельностью подземных или поверхностных вод. В эту группу входят осыпи, оползни, оплывины, просадки и обрушения.

Осыпь – деформация откоса в виде отрыва и смещения отдельных кусков породы. Наиболее часто проявляется в породах, склонных к интенсивному выветриванию.

Оползень – деформация откоса в виде скользящего движения, в основном без потери контакта между движущимися и неподвижными породами.

Различают асеквентные, консеквентные и инсеквентные оползни.

Асеквентные оползни наблюдаются в однородных неслоистых породах с криволинейной поверхностью смещения, положение которой зависит от величины трения и сцепления пород.

Консеквентные – оползни, у которых смещение происходит по наклонной поверхности, predetermined строением массива (по поверхности контакта, трещине и пр.).

Инсеквентные – оползни, у которых поверхность смещения пересекает слои пород с различными текстурными и литологическими особенностями.

Оползень – наиболее часто встречающийся тип деформации откосов.

Оплывина – деформация уступа (борта), сложенного (полностью или частично) песчано-глинистыми породами, находящимися в текучем состоянии, и происходящая в виде потока. Оплывина развивается довольно интенсивно, часто приобретая катастрофический характер. Этот вид деформаций наблюдается главным образом на стадии вскрытия месторождения в условиях значительной водонасыщенности породного массива.

Просадка – деформация уступа в виде вертикального опускания участков массива, вызванная наличием в массиве карстовых полостей, истощением несущей способности пород (под воздействием нагрузок горно-транспортного оборудования) и другими причинами.

Обрушение – деформация уступа (борта), отличающаяся от оползня более высокой (почти мгновенной) скоростью развития.

Ко *второй группе* деформаций, обусловленных деятельностью подземных или поверхностных вод, относятся: оплывание, выпор, механическая суффозия и фильтрационный вынос вдоль трещин.

Оплывание – деформация откоса, связанная с переносом и переотложением грунтовых частиц подземными водами, вытекающими на откос в пределах промежутка высачивания.

Выпор – деформация частично подтопленного песчаного откоса, обусловленная действием гравитационных сил и гидродинамического давления.

Механическая суффозия – деформация откоса, связанная с выносом мелких частиц через поры крупнозернистого скелета грунта.

Фильтрационный вынос – деформация откоса, сложенного слабосцементированными породами, связанная с выносом «эрозией» частиц грунта вдоль трещин.

5.2.3. Эрозионные процессы в массиве горных пород

Специфическим видом деформации, которой подвергаются отвалы песчано-глинистых пород, гидроотвалы, различные транспортные поверхности на карьерах, является эрозия горных пород, т.е. процесс накапливающегося во времени систематического разрушения микроструктуры и вещественного состава пород с одновременным уносом продуктов разрушения и перемещением их на значительные расстояния, несоизмеримые с линейными размерами очага разрушения.

Эрозия проявляется в виде физического и химического разрушения пород. Первое заключается в механическом отделении частиц пород (зерен или их агрегатов) и перемещении их в виде воздушно-пылевых или водно-шламовых (грязевых) потоков за пределы разрушаемого участка, второе – в растворении или выщелачивании веществ или отдельных химических элементов, входящих в химический состав пород, которые затем транспортируются за пределы очага разрушения в виде химических растворов.

Таким образом, продуктами эрозии, выносимыми в окружающую природную среду, выступают механические взвеси дисперсных минеральных частиц в воде или воздухе и химические растворы. И те, и другие обладают высокой активностью по отношению к биологическим объектам и биогеоценозам. Еще один продукт эрозии – вторичная породная среда, т.е. оставшийся в очаге эрозии разрушенный породный материал с новыми ухудшенными свойствами.

Устойчивость пород к эрозии определяется взаимодействием двух групп причин, условно названных внешними и внутренними. Внешние причины – разрушающие агенты, к которым следует отнести:

- воздушные потоки (ветры), в том числе и пылевоздушные, вызывающие дополнительно абразивный «износ» поверхности;

- водные потоки как агенты физического разрушения (путем разделения зерен горных пород за счет расклинивающего свойства молекул воды и механического выноса твердых породных частиц);

- водные потоки как агенты химического разрушения (миграция порового электролита – кислого, щелочного или нейтральной влаги), вызываемого растворением отдельных минералов или выщелачиванием элементов;

- суточные и сезонные колебания температуры, создающие термоупругие расклинивающие напряжения с последующим разрушением связей между частицами породы;

- воздействие тяжелого горно-транспортного оборудования и других механизмов, особенно гусеничной техники и большегрузных машин.

Внутренние причины определяются физическими и химическими свойствами, составом, структурой пород и выражаются в механической и химической прочности пород.

Возникновение и интенсивность эрозии поверхности зависят от режима воздействия разрушающего агента вблизи этой поверхности или непосредственно в приповерхностном слое грунта, когда силы внешнего воздействия, возникшие при опре-

деленном режиме, превосходят внутренние силы связи частиц породы. Например, карбонатные породы или сильно карбонатизированные грунты подвергаются химической эрозии при прохождении через них (или по их поверхности) влаги с рН менее 6. Ветровое разрушение поверхности связных (глинистых, суглинистых) грунтов начинается при скорости воздушного потока (на расстоянии 1–2 см от поверхности), равной или превышающей 18 м/с, а в случае пылевоздушного потока – при 3–5 м/с; разрушение песчаных или пылеватых грунтов происходит при скорости ветра 3–6 м/с; водная эрозия, по мнению ряда специалистов, происходит при крутизне откосов свыше 6°.

Эрозионные процессы оказывают значительное негативное воздействие на окружающую среду, которое включает:

- необратимые изменения структуры и состава почв – снижение водопрочности и механической прочности агрегатов с последующим ухудшением агрофизических свойств почв; разуплотнение гумусного и солевого составов почв; изменение их водоудерживающей способности, приводящее в одних случаях к иссушению, в других – к заболачиванию угодий;

- необратимые изменения состава, структуры и свойств потенциально плодородных пород, уложенных на поверхность нарушенных земель для их последующей биологической рекультивации;

- загрязнение почв и почвогрунтов воздушными и водными выносами дисперсных минеральных частиц, что приводит к угнетению растительного покрова, засолению и заболачиванию поверхности;

- засоление почв и почвогрунтов и интоксикация растений продуктами химического разрушения пород. Особенно сильно это проявляется в зонах размещения отвалов производства калийных удобрений (солеотвалов);

- запыление воздушного бассейна продуктами ветровой эрозии. Наиболее интенсивные источники запыления – инженерные сооружения, в результате эксплуатации которых на их поверхности откладываются или образуются слои тонкоизмель-

ченных пород (хвостохранилища, гидроотвалы, автотранспортные пути в пределах горных отводов и т.п.);

- загрязнение водного бассейна продуктами ветровой и водной эрозии (твердыми примесями и химическими растворами);

- ухудшение физико-технических параметров пород, используемых в различных инженерных сооружениях, например ухудшение несущей способности и фильтрационных характеристик конструктивных элементов гидротехнических сооружений (дамб хвостохранилищ, плотин, бортов водоотводных каналов и дренажных траншей и др.); изменение свойств грунтовых оснований; разрушение насыпей и др.

Степень проявления перечисленных негативных воздействий и наносимый им ущерб зависят от способности пород противостоять эрозии.

5.2.4. Анализ деформационных процессов на отечественных карьерах

Несмотря на совершенствование методов определения свойств и состояния массива горных пород и оценки устойчивости уступов и бортов карьеров, в отечественной и зарубежной практике известно немало случаев нарушения устойчивости откосов. Деформации откосов причиняют карьерам большой материальный ущерб, который выражается прежде всего в необходимости выполнения дополнительных объемов горных работ, выходе из строя оборудования, потере полезного ископаемого в результате засыпки его оползшими породами и др.

Основными причинами деформаций уступов и бортов карьеров по добыче железных руд считаются:

- воздействие поверхностных и подземных вод (49,8 % общего количества нарушений);

- несоответствие выбранных параметров карьерных откосов реальным инженерно-геологическим и гидрогеологическим условиям (15,4%);

- отсутствие заоткоски уступов (10 %);

- отклонение от проектных параметров (8 %) ;
- воздействие процессов выветривания и климатических условий (7,7%).

По типам деформаций наиболее часто встречаются оползни (42,7 %), далее идут обрушения (20,6 %), осыпи (14,7 %), оплывины и просадки (по10%).

Деформации уступов и бортов карьеров по добыче горно-химического сырья. Для карьеров по добыче горно-химического сырья характер деформационных процессов определяется составом и строением массива горных пород.

В бортах и уступах карьеров, сложенных скальными и полускальными породами, наиболее распространены деформации следующих видов: осыпи, обвалы, оползни (в основном консеквентные).

Эти деформации реализуются в уступах, не нарушая общей устойчивости бортов. Деформация борта может иметь место лишь при наличии в массиве неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления большой протяженности.

Наиболее распространено разрушение поверхностей отко-сов уступов (в виде осыпей и обвалов небольших объемов пород), ведущее к накоплению разрыхленных породных масс на бермах, выколаживанию уступов, а со временем – к уничтоже-нию берм и образованию сплошного откоса большой высоты.

Скорость и величина осыпания зависят от многих факторов. Основными из них являются:

- трещиноватость;
- выветриваемость пород, зависящая от состава, свойств, структурно-текстурных особенностей (наличие в мелкотрещиноватых породах терригенных прослоев, слоистости пород и др.), температурного режима, обводненности;
- петрографический состав пород;
- экспозиция откосов (южная, северная);
- технология взрывных работ (способ заоткоски уступов), при отсутствии специальной заоткоски величина отработки за счет осыпания верхней бровки уступа, например, в известняках, в два-три раза больше, чем при ее применении.

Таким образом, даже при общей устойчивости уступов с течением времени происходят их локальные деформации. Углы откосов уступов длительной службы необходимо устанавливать с учетом фактора времени. Для определения параметров уступов (угла откоса и ширины берм) длительной службы необходимо знать количественные показатели процессов осыпания, способствующих выколаживанию уступов во времени.

Развитию других видов деформаций способствуют:

- наличие поверхностей ослабления, наклоненных в выработанное пространство под углами $35-55^\circ$ (основные системы трещин, разрывные нарушения, слоистость, контакты различных литологических типов пород и др.);
- закарстованность пород;
- раздробленность пород в зонах распространения поперечных нарушений;
- наличие в верхней части уступа выветрелых разрушенных пород.

В бортах и уступах карьеров, сложенных мягкими (песчано-глинистыми) породами, наиболее распространены осыпи и оползни. Значительно реже встречаются оплывины, просадки и обрушения.

Деформации массива горных пород обусловлены совокупностью природных условий и горно-технических факторов.

В число природных условий входят:

- комплекс неблагоприятных с точки зрения устойчивости физико-механических свойств горных пород (большая влагоемкость, плохая водоотдача, низкий коэффициент фильтрации, слабое сопротивление сдвигу, склонность к набуханию и др.);
 - атмосферные осадки, влияющие на прочность массива горных пород и активизирующие деформационные процессы;
 - наличие в массиве горных пород неблагоприятно ориентированных породных контактов и пород плавунного типа;
 - большое число водоносных горизонтов.
- К горно-техническим факторам относятся:
- завышенные углы наклона уступов и бортов;
 - плохая организация осушения карьеров;

- расположение отвалов на бортах карьеров, создающих на них дополнительную пригрузку;
- динамическое воздействие горно-транспортного оборудования.

5.3. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УСТОЙЧИВЫХ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

5.3.1. Механизм деформации и разрушения карьерных откосов

Надежность результатов расчетов устойчивости уступов и бортов карьеров (как и любых других грунтовых откосов и склонов) определяется тем, в какой мере принятый метод расчета соответствует характеру напряженно-деформированного состояния откосов, механизму их деформации и разрушения.

В.В. Соколовский [62] отмечал, что если на элементарной площадке в грунтовом массиве выполняется условие

$$\max [|\tau_n| - (\sigma_n + c \operatorname{ctg} \varphi) \operatorname{tg} \varphi] = 0, \quad (5.4)$$

где σ_n и τ_n – нормальная и касательная компоненты вектора напряжений, действующего на площадке, то все точки этой площадки находятся в **предельном состоянии**.

Условие предельного состояния – равенство нулю максимальной разности между абсолютной величиной касательного напряжения и определенной функцией от нормального напряжения, т.е. предельное равновесие сил, действующих на площадке. Если точки некоторой зоны находятся в предельном состоянии, то принято считать, что вся зона находится в предельном состоянии.

Если предельное состояние пород в зоне достигнуто без нарушения равновесия и образования новых трещин, считается, что породы в зоне находятся в **предельном равновесии**.

Выделяют [45] четыре кинетические формы разрушения откосов:

1. Стационарное неравновесное разрушение – развитие поверхности скольжения в откосе под воздействием постоянных гравитационных сил, достигших критического значения за счет превышения параметров откоса (высоты откоса или угла наклона), при которых обеспечивалась его устойчивость.

2. Стационарное равновесное разрушение – последовательное развитие поверхности скольжения под воздействием медленно возрастающих внешних сил. С прекращением их роста развитие поверхности скольжения также останавливается. Эта форма разрушения откоса может быть при отсыпке отвала в непосредственной близости от верхней бровки откоса.

3. Нестационарное неравновесное неустановившееся разрушение – развитие поверхности скольжения, обусловленное изменением свойств горных пород во времени. Эта форма разрушения может иметь место при интенсивном выветривании горных пород, а также в откосах, сложенных глинистыми породами с ярко выраженными реологическими свойствами.

4. Нестационарное неравновесное динамическое разрушение – чрезвычайно быстрое развитие поверхности скольжения, происходящее в результате действия нагрузок, резко меняющихся во времени. Эта форма разрушения откоса может наблюдаться при воздействии на массив нагрузок массовых взрывов и горно-транспортного оборудования.

Существует несколько гипотез относительно механизма стационарного неравновесного разрушения откоса.

1. Разрушение начинается в верхней части откоса, появление трещин отрыва на верхней площадке представляет собой сигнал начала развития деформации откосов. Эта концепция базируется на данных натурных наблюдений (инструментальных и визуальных) на верхних площадках уступов как наиболее доступных участков.

2. Первичное разрушение начинается в средней части откоса, перемещаясь к верхней горизонтальной площадке. Смещение призмы обрушения происходит мгновенно по поверхности скольжения в связи с разрушением призмы упора. Эта концепция основана на представлении о минимальном соотношении

сдвигающих и удерживающих сил по поверхности скольжения, принятом в большинстве методов расчета устойчивости откосов.

3. Первоначальное разрушение возникает в области нижней бровки откоса, где наблюдается повышенная концентрация сдвигающих напряжений, распространяясь по поверхности скольжения вверх. Эта концепция базируется на данных моделирования и аналитических решений.

Наблюдения за деформационными процессами, проведенные в последние годы на карьерах, анализ напряженного состояния откосов и другие данные дают основание предполагать, что концентрация наиболее опасных по величине и направлению касательных напряжений, а следовательно, и область зарождения поверхности скольжения могут быть приурочены к нижней части откоса (вблизи нижней бровки) или к различным дефектам структуры массива горных пород (отдельным макро- и микротрещинам, границам структурных блоков, полостям, включениям и др.).

Рассматривая процесс разрушения карьерного откоса, в котором отсутствуют поверхности ослабления и дефекты структуры, можно предположить, что нарушение устойчивости такого идеального откоса произойдет не одновременно во всех точках поверхности скольжения, а постепенно, снизу вверх, проходя следующие фазы.

I – фаза зарождения поверхности скольжения. После вскрытия массива горными работами изменяется его природное напряженное состояние. В нижней части вновь образованного откоса наблюдается концентрация касательных напряжений, зависящая от геометрических параметров откоса и геологических особенностей массива. Если действующее касательное напряжение больше сопротивления сдвигу, то происходит образование трещины под некоторым углом к поверхности откоса.

II – фаза развития поверхности скольжения. Развитие поверхности скольжения, связанное с образованием трещины, сопровождается перераспределением напряжений вдоль потенциальной поверхности скольжения и соответствующим ростом напряжений в зоне, примыкающей к переднему краю поверхности

скольжения. Продвигаясь в массиве, поверхность скольжения разделяет его на две области: активную, точки которой в процессе деформации откоса претерпевают смещения, и пассивную, точки которой в процессе деформации откоса остаются неподвижными. В каждой точке поверхности скольжения на это разделение затрачивается энергия, связанная с изменением напряженно-деформированного состояния вследствие развития в нем поверхности скольжения. Параллельно с этим идет процесс накопления пластических деформаций, а в верхней части откоса образуются трещины разрыва. Вторая фаза завершается, когда деформация откоса достигает некоторой критической для данных условий величины.

III – фаза разрушения, соответствующая общей необратимой деформации откоса. Результаты физического моделирования деформации откосов во многом подтверждают эти идеи.

Таким образом, можно сделать вывод, что процесс разрушения откоса может протекать как с помощью последовательного прорастания (от точки к точке) поверхности скольжения, так и в виде параллельного формирования площадок скольжения в верхней и нижней частях откоса.

В настоящее время отсутствуют количественные соотношения, определяющие развитие поверхности скольжения в откосе и последующие фазовые переходы. Д. Ирвин считает, что распространение трещин в хрупком или квазихрупком теле наступает тогда, когда коэффициент интенсивности упругих напряжений в окрестности трещины достигает некоторого предельного значения (для данного материала при заданных условиях). С физической точки зрения коэффициент интенсивности напряжений можно рассматривать как параметр, который отражает перераспределение напряжений в массиве вследствие образования трещин. Необходимо указать, что распределение напряжений у конца трещины зависит главным образом от геометрии трещины, тогда как интенсивность напряжений определяется внешними силами.

Подавляющее большинство методов расчета устойчивости откосов основано на предположении, что нарушение равновесия откоса происходит одновременно на всех эле-

ментарных площадках, образующих поверхность скольжения, т.е. реализуются условия стационарного неравновесного разрушения.

5.3.2. Классификация методов расчета устойчивости карьерных откосов

При проектировании карьеров важное значение имеет правильный выбор методики расчета углов наклона бортов, которая должна обеспечить:

- устойчивость уступов и бортов карьеров;
- размещение на бортах необходимых съездов и берм;
- экономичность работ (целесообразный коэффициент вскрыши).

Следует отметить, что первое и третье условия влияют на величину углов в противоположных направлениях. Чрезмерно крутые углы из-за возможных обвалов и оползней могут нанести значительный материальный ущерб и даже привести к преждевременному окончанию эксплуатации карьера. В частности, завышенные значения откосов уступов, принятые в проектах разработки центрального и южного участков Роздольского серного месторождения, в сочетании с тяжелыми геологическими и гидро-геологическими условиями отработки вызвали многочисленные деформации бортов капитальных траншей и в значительной степени осложнили ведение горных работ. Запроектированные чрезмерно пологие откосы бортов приведут к избыточному объему вскрышных работ и ухудшат экономические показатели разработки данного месторождения. Поскольку при всех условиях должна быть обеспечена максимальная безопасность работ, обоснование угла наклона устойчивого борта карьера представляет собой существенный раздел исследований в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Линия погашения борта может быть:

- конструктивной, когда она соответствует профилю, отстроенному по горно-техническим условиям;
- устойчивой, когда борт карьера имеет минимально достаточный запас устойчивости для данных пород.

Если для карьеров, борта которых сложены необводненными скальными породами, угол наклона борта определяется конструктивными соображениями, то в остальных случаях конфигурация предельного контура борта рассчитывается, исходя из геологических и гидрогеологических условий, а также физических свойств пород (т.е. тех параметров, которые определяют устойчивость борта). Борт при этом более пологий, чем отстроенный по горно-техническим условиям.

Исследования в области расчетов устойчивости грунтовых откосов имеют почти двухсотлетнюю историю, поэтому возникает вопрос о целесообразности анализа тех способов (приемов) расчета, которые применяются сравнительно редко либо в связи с наличием более совершенных методов, использующих те же принципы, либо из-за недостаточной корректности методов или теорий, на которых они основываются.

Необходимо привести высказывание В.И. Вернадского о том, что история науки и ее прошлого должна критически составляться каждым научным поколением и не только потому, что меняются запасы знаний о прошлом, открываются новые документы или находятся приемы восстановления былого. Необходимо вновь научно перерабатывать историю науки, уходить в историю, потому что благодаря развитию современного знания о прошлом решение получает одно и теряет другое. Каждое поколение научных исследователей ищет и находит в истории науки отражение научных течений времени. Наука, развиваясь, не только создает новое, но и неизбежно переоценивает старое. При этом необходимо учитывать, что наука имеет кумулятивный характер, и создавать принципиально новые решения можно, только основательно изучив и проанализировав накопленные ранее знания. Важно выделить основные направления, по которым идет исследование проблемы, и критически оценить ту или иную расчетную схему, что в значительной степени облегчит и ускорит работу проектировщика и исследователя. Эти вопросы важны еще и потому, что на практике используют и такие расчетные методы, которые в определенных условиях дают удовлетворительные результаты, но непригодны для других условий, а это затрудняет объективную оценку надежности метода.

Рассматривая причины ошибок в расчетах и прогнозах, известный зарубежный ученый К. Терцаги выделяет: грубые ошибки при определении свойств грунта из-за неправильного отбора проб или неточных лабораторных определений; недооценку разницы между свойствами фактических грунтов и идеализированных. К этому можно добавить: ошибки в определении условий деформаций реального массива; применение методов расчета, необоснованных в теоретическом отношении или несоответствующих условиям деформирования массива.

Приступая к рассмотрению различных методов расчета устойчивости карьерных откосов, следует задаться вопросом: какие показатели мы хотим получить при проведении указанных расчетов?

Ответ на этот вопрос заключается в следующем. Откос, как известно, характеризуется двумя геометрическим параметрами: высотой H и углом наклона α . Между этими параметрами существует такая зависимость: чем больше H при неизменном α , тем менее устойчив откос, а также чем меньше α , тем откос более устойчив.

В случаях, когда поверхность откоса не является плоской, а может быть вогнутой, выпуклой или фигурной (при отработке уступа роторным экскаватором), нас может интересовать вид зависимости $\alpha = f(H)$.

Таким образом, в результате расчетов устойчивости карьерных откосов необходимо решить следующие задачи:

- известны высота откоса H и угол откоса α . Необходимо определить коэффициент запаса устойчивости n ,
- известны высота откоса H и коэффициент запаса n . Необходимо определить угол откоса α , при котором будет обеспечиваться его устойчивость,
- известны угол откоса α и коэффициент запаса n . Необходимо определить предельную высоту H , при которой будет обеспечиваться его устойчивость.

Учитывая, что к настоящему времени отечественными и зарубежными учеными разработано около ста способов и приемов расчета устойчивости свободных (ненагруженных) откосов, их

анализ целесообразно проводить на основе специальной классификации [45]. Построение классификации осуществлено по следующей схеме: класс методов – группа методов – основной метод (методы) группы – расчетные способы и схемы, использующие основной метод.

Основным классификационным принципом для выделения классов методов считается принцип определения параметров устойчивого откоса.

В соответствии с указанным принципом выделены пять классов методов.

Класс А – методы, предусматривающие построение контура откоса, являющегося внешней границей зоны, во всех точках которой удовлетворяется условие предельного равновесия. В классе А выделены две группы методов: в первой – используется численный, а во второй – графический интегрирования дифференциальных уравнений предельного напряженного состояния.

Класс Б – методы, предусматривающие построение контура откоса, вдоль которого удовлетворяется равенство угла наклона касательной углу сопротивления сдвигу. К классу Б отнесены два метода, характеризующиеся разбивкой откоса на горизонтальные слои и определением устойчивого угла наклона каждого слоя с учетом веса вышележащих пород.

Класс В – методы, предусматривающие построение в массиве откоса поверхности скольжения, вдоль которой удовлетворяется условие предельного равновесия. В классе В выделено пять групп методов: в первой группе расчет устойчивости откоса производится на основе плоской поверхности скольжения, во второй – по круглоцилиндрической, в третьей – по логарифмической спирали, в четвертой – по поверхности скольжения сложной криволинейной формы, в пятой – по поверхности скольжения ломаной формы. Кроме того, во второй группе методов выделены две подгруппы: в первой – учитывается условие равновесия всего откоса, а во второй – условие равновесия отдельных вертикальных отсеков, на которые мысленно разбивается откос.

Класс Г – методы, предусматривающие построение в массиве поверхности скольжения, вдоль которой удовлетворяется условие специального предельного равновесия. Класс Г включает методы, в которых определение сдвигающих и удерживающих сил производится с учетом прочностных характеристик, действующих по поверхности ослабления откоса. В этот класс входит также группа методов, учитывающих объемный характер процесса разрушения и форму призмы обрушения.

Класс Д – методы, предусматривающие вероятностную оценку устойчивости откосов на основе статистических оценок определяющих факторов.

Многообразие геологических и гидрогеологических особенностей разрабатываемых месторождений исключает существование какого-то универсального решения, пригодного для любых конкретных условий. Поэтому целесообразно проводить анализ методов расчета устойчивости откосов на основе двух групп критериев: общих и частных. Общие критерии определяют обоснованность метода в теоретическом отношении, частные – возможность использования данного метода в конкретных практических условиях.

Общие критерии:

1. Метод должен обеспечить установление в массиве формы и положения определенной зоны, в каждой точке которой соблюдается условие предельного равновесия, величины и направления напряжений, действующих в этой зоне.

2. Метод должен позволить найти форму и положение в массиве наиболее слабой поверхности, отвечающей условию $\Sigma_{уд} / \Sigma_{сдв} = \min$ и уравнениям равновесия статики, а также величину и направление напряжений, действующих по этой поверхности. $\Sigma_{уд}$ и $\Sigma_{сдв}$ – соответственно сумма удерживающих и сдвигающих сил.

Уравнения статики сводятся к следующему:

- 1) сумма вертикальных реактивных сил должна равняться сумме активных сил веса сползающего откоса и нагрузки на откос;
- 2) сумма моментов реактивных сил должна равняться сумме моментов активных сил;

3) сумма горизонтальных сил должна равняться нулю.

В трех случаях коэффициент запаса может быть получен из уравнений статики:

1) откос деформируется по поверхности ослабления, при этом угол откоса α больше угла наклона поверхности β , а β превышает угол внутреннего трения по этой поверхности φ^1 ,

2) откос сложен идеально-связным материалом $\varphi = 0$ и деформируется по круглоцилиндрической поверхности скольжения,

3) откос сложен материалом с трением и сцеплением, деформируется по поверхности скольжения, имеющей форму логарифмической спирали.

В большинстве остальных случаев задача об устойчивости откоса статически неопределима. Это относится и к задачам, в которых откос деформируется по законам анизотропной среды (за исключением рассмотренного выше случая), и к задачам, в которых откос, сложенный материалом с трением и сцеплением, деформируется по круглоцилиндрической поверхности скольжения. Это происходит потому, что число неизвестных в этих случаях превышает число уравнений статики, равное трем.

В соответствии с частными критериями выбранный метод расчета должен:

1) основываться на таком типе механико-математической модели горных пород, который наиболее полно отражает свойства реального массива в данных конкретных условиях;

2) учитывать схему деформации реального откоса;

3) принимать во внимание форму поверхности реального откоса;

4) учитывать величину и направление внешних сил, действующих на реальный откос.

Метод может быть рекомендован для практического использования лишь при условии, что он удовлетворяет одному из общих критериев и четырем частным.

Кроме того, при выборе метода расчета устойчивости откоса (помимо двух вышеперечисленных групп критериев) следует учитывать еще два немаловажных момента:

- 1) контур откоса, определенный данным методом, должен обеспечивать экономичность вскрышных (или земляных) работ;
- 2) метод должен быть удобен в практическом применении (минимальное число расчетов и графических построений, возможность использования графиков, таблиц, номограмм и др.).

Необходимо указать, что ни один из приведенных в классификации методов расчета не отвечает в полном объеме упомянутым критериям. В каждом конкретном случае требуется оценить хотя бы приближенно знак и величину погрешности коэффициента запаса устойчивости, обусловленные несоответствием применяемого метода общим или частным критериям.

Анализ отечественного и зарубежного опыта расчета устойчивости откосов показывает следующее.

Научно-исследовательские и проектные институты России при определении параметров устойчивых откосов, сложенных скальными трещиноватыми породами, используют следующие методы: Г.Л. Фисенко (ВНИМИ), многоугольника сил, алгебраического суммирования, конечных элементов.

За рубежом при относительно широком диапазоне применяемых методов наиболее часто используются методы, основанные на принятии в качестве наиболее слабой поверхности – круглоцилиндрической поверхности скольжения с подсчетом действующих сил по методам Бишопа, Ямбу, Спенсера и графиками Моргенштерна – Прайса.

Считается общепризнанным, что конкретные математические схемы имеет смысл разрабатывать только тогда, когда собрано достаточно фактических данных и прослежена основная закономерность изучаемого явления. В противном случае математические гипотезы и решения уходят, не сыграв особой роли в изучении данного явления. При исследовании устойчивости уступов и бортов карьеров задача состоит в том, чтобы, зная пределы применения расчетных схем и их обоснованность в теоретическом отношении, наиболее полно учитывать совокупность природных условий месторождения и технологию горных работ.

5.3.3. Расчет устойчивости карьерных откосов

С 1 января 1999 г. были введены в действие разработанные ВНИМИ и утвержденные Госгортехнадзором РФ «Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах» [52]. Один из разделов этого документа посвящен методам расчета устойчивости откосов, учитывающим напряженное состояние реальных прибортовых и отвальных породных массивов, и схемам расчета, соответствующим характеру их деформирования в различных горно-геологических условиях.

В Типовых схемах расчета устойчивости бортов разрезов учтены следующие горно-геологические условия прибортового массива:

- 1) отсутствие неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления;
- 2) наличие естественных поверхностей ослабления, влияющих на устойчивость бортов;
- 3) крутое и вертикальное залегание слоев.

Для *первого вида условий* выделены следующие случаи:

- однородный (квазиизотропный) откос (рис. 5.8, а);
- слоистая толща с углом падения слоев $\beta \leq 5^\circ$ при отсутствии слабых пластичных слоев (рис. 5.8, б);
- слоистая толща при наклонном, несогласном с наклоном борта залегании слоев, $\beta \leq 50^\circ$ (рис. 5.8, в).

Для *второго вида условий* выделены следующие случаи:

1. Поверхность скольжения полностью совпадает с поверхностью ослабления массива:

- наклонные поверхности ослабления, залегающие согласно с откосом, $\alpha \geq \beta \geq \varphi^1$ (рис. 5.9, а);
- мульдообразное залегание слоев, согласное с откосом (рис. 5.9, б).

2. Поверхность скольжения частично совпадает с поверхностью ослабления:

- уступ заоткошен по наслоению, $\beta \geq \varphi^1$, $\alpha = \beta$ (рис. 5.10, а);
- слои пород имеют наклонное и крутое залегание, согласное с поверхностью откоса, $\alpha \leq \beta \leq 70^\circ$, $\beta \geq \varphi^1$ (рис. 5.10, б);

- в откосе имеется тектоническое нарушение, залегающее согласно с поверхностью борта (рис. 5.10, в);
- естественные поверхности ослабления в откосе имеют пологое залегание при $\beta \leq \varphi^1$, $\beta \leq 25^\circ$, $\alpha \geq \beta$ (рис. 5.10, з);
- в основании борта залегает горизонтальный или пологий контакт (пластичный пропласток или слой) или тектоническое нарушение, которые подрезаны горными работами (рис. 5.10, д) и расположены ниже подошвы борта (рис. 5.10, е).

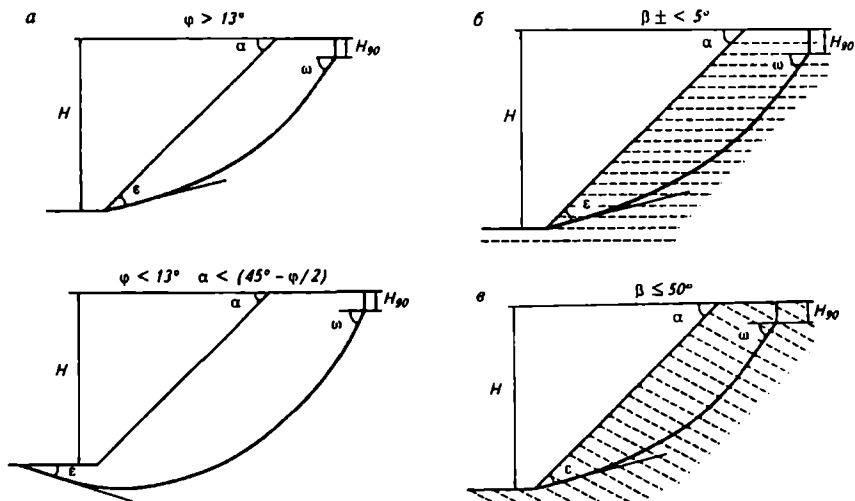


Рис. 5.8. Схемы расчета устойчивости однородного откоса (а), слоистого откоса при $\beta \leq 5^\circ$ (б) и слоистого массива с падением слоев $\beta < 50^\circ$ (в)

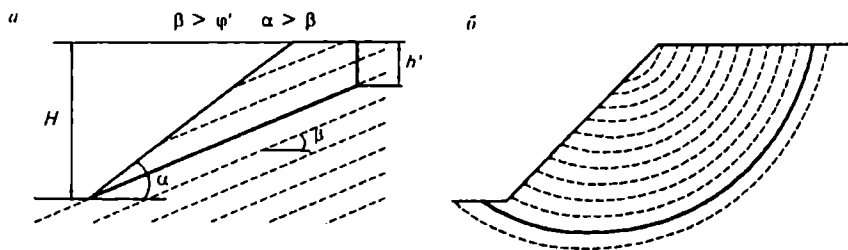


Рис. 5.9. Схемы расчета устойчивости слоистого откоса в условиях, когда $\alpha > \beta > \varphi^1$ (а) и при мульдобразном залегании слоев (б)

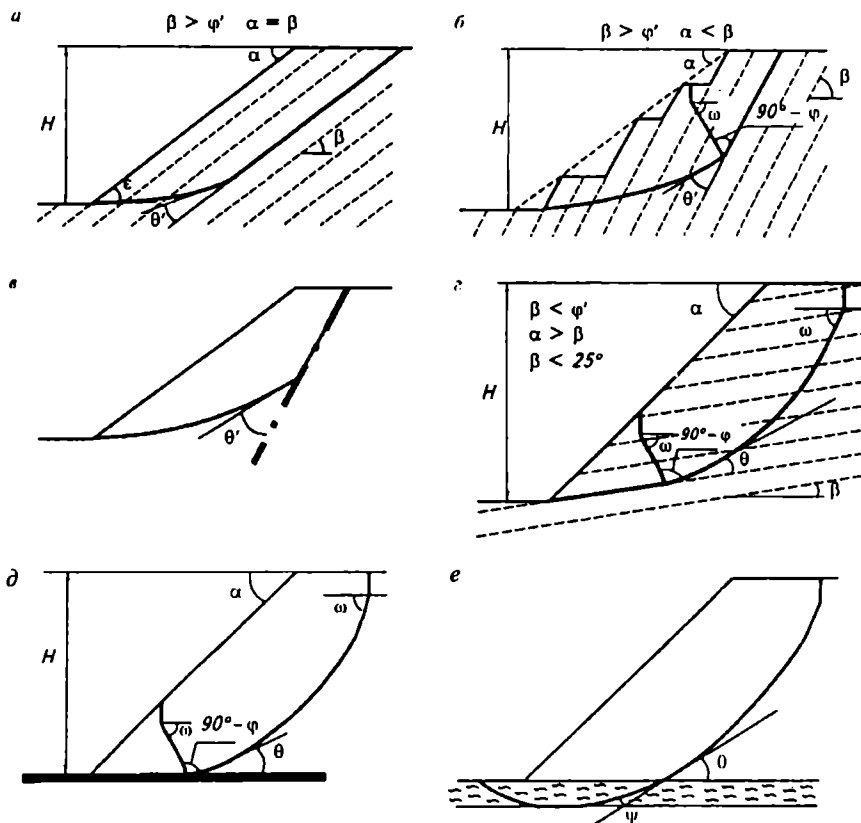


Рис. 5.10. Схемы расчета устойчивости откоса, когда уступ заоткошен по наслоению (а), при наклонном и крутом залегании слоев (б), при наличии тектонического нарушения (в), при пологом залегании естественных поверхностей ослабления (г), при наличии откосов, подрезанных горными работами (д) и поверхностью ослабления, которая расположена ниже подошвы борта (е)

Для *третьего вида условий* выделены следующие случаи:

- крутое согласное с наклоном борта залегание слоев при $90^\circ \geq \beta \geq 70^\circ$ (рис. 5.11, а);
- несогласное с наклоном борта падение слоев, $50^\circ \leq \beta \leq 90^\circ$ (рис. 5.11, б).

Рассмотрим более подробно методику расчета устойчивости откоса при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления, т.е. вариант 1а, рассмотренный в Правилах.

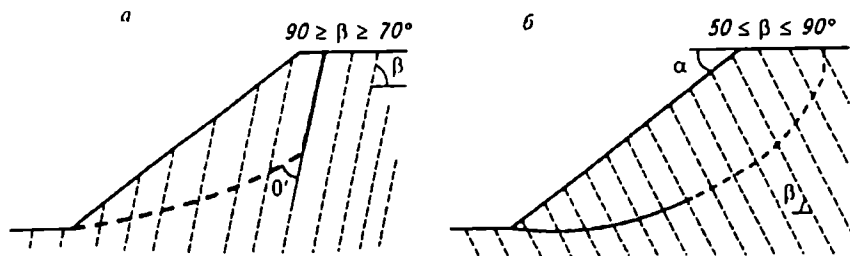


Рис. 5.11. Схемы расчета устойчивости откоса при крутом залегании слоев согласно (а) и несогласно (б) с наклоном борта

В однородном откосе в общем случае форму поверхности скольжения, по которой производится сравнение сдвигающих и удерживающих сил, принимают плавной криволинейной, близкой к круглоцилиндрической. Построение такой поверхности (рис. 5.12, а) основано на том, что площадки скольжения возникают на глубине H_{90} и наклонены при этом под углом $(45^\circ + \varphi/2)$ к горизонту; на свободную поверхность откоса поверхность скольжения выходит под углом $(45^\circ - \varphi/2)$.

$$H_{90} = \sigma_0 / \gamma = 2C / \gamma \cdot \operatorname{ctg} (45^\circ - \varphi/2). \quad (5.5)$$

Положение наиболее напряженной поверхности, по которой отношение удерживающих и сдвигающих усилий минимально, определяется расчетом, как минимум по трем поверхностям скольжения (рис. 5.12, б).

Расчет устойчивости однородного откоса может быть произведен методом алгебраического сложения сил (рис. 5.13) при $\varphi \leq 20^\circ$ или методом многоугольника сил.

Для некоторых случаев устойчивость откоса может быть рассчитана аналитически.

Так, например, высота вертикального откоса при неблагоприятном залегании поверхностей ослабления (рис. 5.14) может быть определена из выражения

$$H'_B = h' + \sqrt{\frac{2\sigma_p h'}{\gamma} \operatorname{tg} \beta \cdot \operatorname{ctg} (\beta - \varphi')} ; \quad (5.6)$$

$$h' = c' \cos \varphi' / [\gamma \cos \beta \cdot \sin (\beta - \varphi')], \quad (5.7)$$

где h' – глубина, при которой возникают площадки скольжения на контакте (глубина трещины отрыва), м; c' – сцепление пород по контактам; φ' – угол трения по контактам пород; β – угол падения слоев пород; σ_p – удельное сопротивление отрыву пород.

Схема применима при условии $h' < H_{90}$.

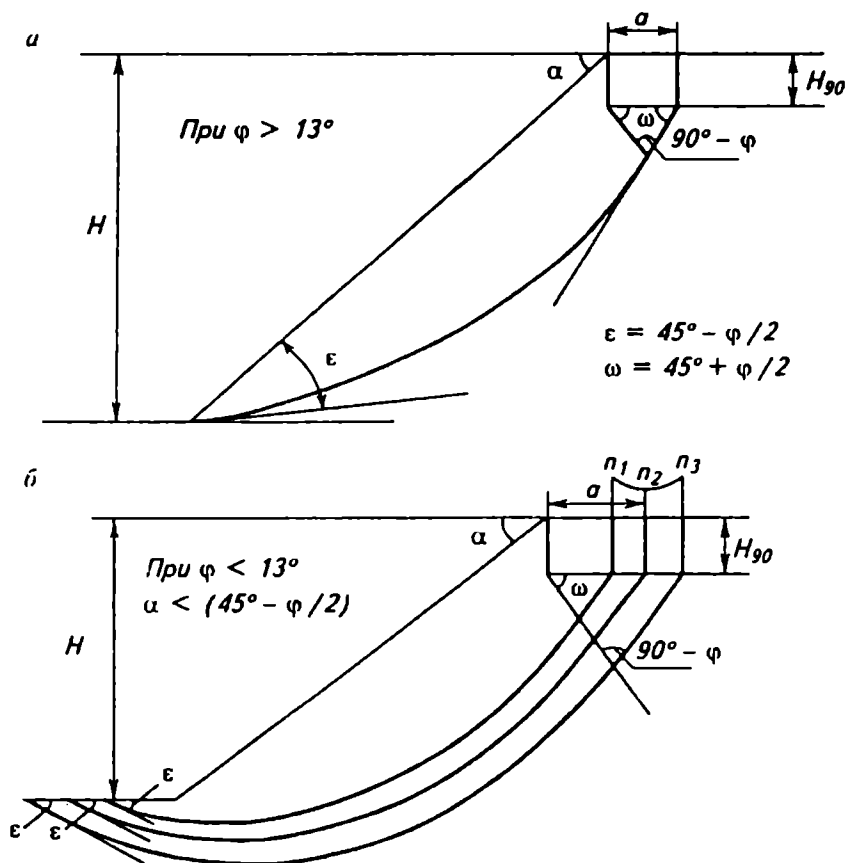


Рис. 5.12. Построение поверхности скольжения в однородном откосе

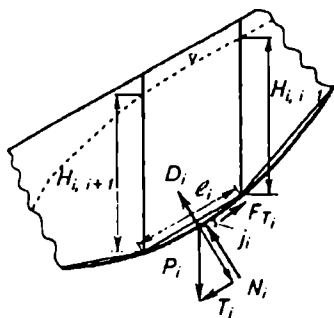


Рис. 5.13. Схема расчета устойчивости откоса методом алгебраического сложения сил

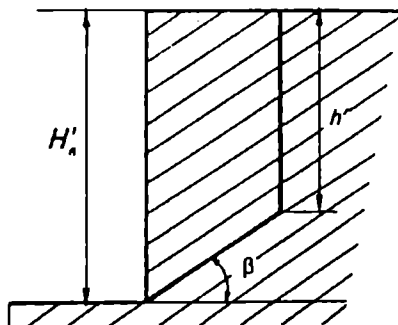


Рис. 5.14. Схема расчета высоты вертикального откоса при наличии поверхностей ослабления

5.3.4. Выбор коэффициента запаса устойчивости

Расчет устойчивости уступов и бортов карьеров, как и расчет других инженерных сооружений, необходимо проводить с некоторым запасом прочности (устойчивости). Коэффициент запаса должен быть определен с большой точностью, так как его заниженная величина может привести к обрушению борта (уступа, отвала) и аварии оборудования, а завышенная – к излишнему выполаживанию борта и в связи с этим – к значительному удорожанию горных работ.

Несмотря на всю важность правильного определения величины запаса устойчивости, этот вопрос полностью еще не решен. Известно, что коэффициент запаса является функцией многих переменных. Но если аналитическая структура коэффициента запаса является неясной, то известно его целевое назначение, а именно: коэффициент запаса должен предупредить такое возможное увеличение усилий, при котором сооружение все равно сохранит неразрушимость на весь период своей эксплуатации.

На практике же необходимо в той или иной форме вводить в расчеты коэффициент запаса, который учитывал бы как не-

точность определения одних факторов, влияющих на прочность сооружения, так и недостаточную изученность других.

Исследования по обоснованию величины коэффициента запаса при расчетах устойчивости бортов карьеров развиваются в двух направлениях.

1. Совершенствование статистического метода определения общего коэффициента запаса через величины частных коэффициентов запаса, отражающих влияние отдельных факторов на общую устойчивость откоса. Определенный таким образом коэффициент запаса, в соответствии с рекомендациями В. Фелле-ниуса, вводится при расчетах в значения угла внутреннего трения $\varphi_{\text{ср}}$ и сцепления $c_{\text{ср}}$:

$$\varphi_{\text{расч}} = 1/n \cdot \arctg \varphi_{\text{ср}}, \quad (5.8)$$

$$c_{\text{расч}} = c_{\text{ср}} / n. \quad (5.9)$$

2. Создание теоретически обоснованного метода определения гарантированных (т. е. заниженных относительно средних) значений сцепления $c_{\text{гар}}$ и угла внутреннего трения $\varphi_{\text{гар}}$ для всех видов прочностных испытаний горных пород и стадий разработки месторождения.

При этом предполагается, что

$$\Delta\varphi = \varphi_{\text{ср}} - \varphi_{\text{гар}}, \quad (5.10)$$

$$\Delta c = c_{\text{ср}} - c_{\text{гар}} \quad (5.11)$$

дадут возможность скомпенсировать неизбежные погрешности, с которыми определяются $\varphi_{\text{ср}}$ и $c_{\text{ср}}$. Эти погрешности являются следствием не только и не столько ошибок собственно прочностных испытаний, сколько результатом проявления неоднородности испытываемых образцов, отнесенных к одному геологическому типу. При этом истинное значение прочностной характеристики остается неизвестным.

Некоторые авторы предлагают вводить коэффициент запаса непосредственно в определяемые параметры откоса.

Например, при данном угле $\alpha = 35^\circ$ откос является устойчивым при высоте $H = 120$ м. Принимая коэффициент запаса n , равным 1,2, вводим его непосредственно в величину H . Тогда $H/n = 100$ м. Это и будет высота откоса, при которой он будет устойчивым с коэффициентом запаса $n = 1,2$. Если бы (учитывая ответственность сооружения) коэффициент запаса был бы принят равным 1,5, то $H/n = 80$ м.

Но чаще всего показателем, характеризующим устойчивость откоса, принимается коэффициент запаса устойчивости n , который представляет собой отношение всех сил, удерживающих откос от деформации, к сумме всех сдвигающих сил, т.е. сил, стремящихся вывести откос из равновесия.

$$n = (\operatorname{tg} \varphi \cdot \Sigma N + cL + A) / (\Sigma T_{\text{сдв}} + B), \quad (5.12)$$

где $\operatorname{tg} \varphi \cdot \Sigma N + cL$ – сумма сил трения и сцепления, удерживающих откос от деформирования; A – другие силы, способствующие удержанию откоса; $\Sigma T_{\text{сдв}}$ – сумма сдвигающих сил; B – другие силы, способствующие сдвиганию откоса.

При этом коэффициент запаса вводится непосредственно в значения прочностных характеристик.

«Правилами обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах» [52] рекомендуются следующие величины коэффициента запаса устойчивости n в зависимости от надежности исходных геологических данных (табл. 5.2)

Таблица 5.2

Стадия освоения месторождения	Нерабочий борт (срок стояния >10 лет)	Рабочий борт	Примечание
Проектирование (по данным бурения скважин и методом аналогий)	1,5	$\geq 1,4$	При трещиноватых тектонически нарушенных вмещающих породах
	1,3	$\geq 1,2$	При слабых песчано-глинистых разностях

Стадия освоения месторождения	Нерабочий борт (срок стояния >10 лет)	Рабочий борт	Примечание
Эксплуатация (по данным изучения массива пород в обнажениях и анализа деформаций)	1,3	$\geq 1,2$	–
Ликвидация (постановка борта в предельное положение по данным длительных инструментальных наблюдений за состоянием откосов)	1,2	$\geq 1,1$	–

Если породный массив сложен глинистыми разностями и в качестве исходных характеристик прочности принимается предел ползучести этих пород, то коэффициент запаса может быть принят $n = 1$.

5.4. НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

В соответствии с Положением о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр, утвержденным Постановлением Госгортехнадзора 22 мая 2001 г., в функции маркшейдерской службы, в частности, входит ведение мониторинга состояния недр, включая процессы сдвижения горных пород и земной поверхности, геомеханических и геодинамических процессов при недропользовании в целях предотвращения вредного влияния горных разработок на горные выработки, объекты поверхности и окружающую природную среду.

Инструментальные маркшейдерские наблюдения являются основным средством получения информации о деформациях бортов карьеров и отвалов и наиболее надежной основой для прогноза их устойчивости. Наблюдения, анализ и интерпретация результатов наблюдений позволяют:

- определить величины смещений, деформаций, скоростей развития процесса деформирования и границы распространения деформаций;
- установить тип разрушающих деформаций прибортового массива пород;
- установить взаимосвязь между факторами, определяющими устойчивость прибортового массива, и процессом деформирования бортов карьеров и откосов отвалов и определить количественные соотношения между ними;
- осуществлять контроль за ведением горных работ на деформирующихся участках бортов и отвалов;
- определить эффективность противодеформационных мероприятий.

Рекомендации по созданию наблюдательных станций и методикам наблюдений изложены в разработанной ВНИМИ «Инструкции по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости» [20].

В зависимости от целей и задач, а также условий отработки месторождения наблюдения проводят в различном объеме и в различные по продолжительности времени периоды.

Более подробная информация о наблюдениях за геомеханическими процессами в массиве горных пород при разработке месторождений открытым способом содержится в курсе «Маркшейдерия»[34].

5.5. УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Развитие и совершенствование общей теории напряженного состояния массива горных пород и деформационных процессов, развивающихся в нем в период строительства и эксплуатации горного предприятия под влиянием природных и горно-технических факторов, позволило заложить научные основы решения проблемы устойчивости карьерных откосов. Вместе с

тем конечной целью большинства работ в этой области являлось определение параметров откосов, при которых обеспечивается их устойчивость на необходимый период времени. Такой подход при всей его важности в теоретическом и практическом отношении следует считать до некоторой степени **пассивным**. Большое значение имеет активный подход к решению проблемы на основе управления состоянием массива горных пород, впервые сформулированный в начале 1970-х годов академиками АН СССР Н.В. Мельниковым и В.В. Ржевским.

Н.В. Мельников назвал эту проблему в числе важнейших, стоящих перед горной наукой, и отметил, что управление откосами включает два последовательно выполняемых этапа: во-первых, правильный расчет углов откосов с надежным, но не преувеличенным запасом прочности и, во-вторых, создание крупных по масштабу методов и средств искусственного полного и локального укрепления их. В.В. Ржевский подчеркнул, что задача сегодняшнего дня – научиться управлять карьерными откосами для достижения лучших экономических результатов и сохранения сельскохозяйственных угодий.

Рассматривая современное состояние проблемы предупреждения деформационных процессов на карьерах, можно сделать вывод о том, что она не ограничивается обеспечением устойчивости карьерных откосов и включает также вопросы борьбы с деформациями оснований отвалов и складов, автомобильных и железных дорог на карьерах, эрозионными процессами на отвалах и складах и т.д.

Под управлением деформационными процессами горных пород на карьерах следует понимать комплекс мероприятий, направленных на достижение такого напряженно-деформированного состояния горных пород в природном или техногенном массиве, при котором обеспечивается безопасное и экономически эффективное ведение горных работ.

Для того, чтобы решить ту или иную задачу управления, она должна быть формализована, т.е. с достаточной точностью описана математическими зависимостями. При формализации объекту управления ставится в соответствие его математическая

модель – совокупность математических зависимостей, отражающих те черты (особенности) объекта, которые существенны для управления им.

Природные условия и горно-технические факторы, создающие входные воздействия, разделены на управляемые, неуправляемые и параметры. Неуправляемые воздействия и параметры – природные условия или горно-технические факторы, оказывающие значительное влияние на напряженно-деформированное состояние откоса, но не поддающиеся управлению на данном уровне развития науки и техники. Неуправляемые воздействия входят в состав модели в форме переменных величин, а параметры рассматриваются как постоянные.

К управляемым воздействиям отнесены: состав и свойства пород; гидрогеологические факторы; способ вскрытия; система разработки; режим горных работ; структура комплексной механизации; к неуправляемым – климатические факторы; к параметрам – структура массива горных пород.

Выбор способа управления определяется видом входных воздействий и характером их влияния на объект управления. Давая характеристику входным воздействиям для решения проблемы управления деформационными процессами, следует учитывать, что влияние некоторых входных воздействий поддается лишь качественной оценке, а другим видам входных воздействий (например, большинству горно-технических факторов) нельзя дать характеристику, обычно используемую в моделях управления. В этом проявляется одна из специфических особенностей проблемы управления.

Входные воздействия могут быть охарактеризованы как стационарные или нестационарные, линейные или нелинейные, непрерывные или дискретные во времени, непрерывные и дискретные по величине, детерминированные или случайные. Если входные воздействия не зависят от времени (или не связываются со временем), то такие воздействия называются стационарными, имеющими установившийся характер. К стационарным воздействиям отнесены: состав и строение пород; расположение и параметры вскрышных выработок; система разработки; управляемое обрушение пород; структу-

ра комплексной механизации. С нестационарным – свойства пород, климатические и гидрогеологические факторы, режим горных работ.

Зависимость между выходными величинами и входными воздействиями может быть линейной или нелинейной. Рассматривая, например, связь между параметрами откоса и свойствами пород, следует оценить ее как нелинейную. Эта оценка следует из анализа существующих методов расчета устойчивости откосов. Зависимости между другими входными воздействиями и выходными величинами не могут быть пока оценены количественно.

Если величина входного воздействия может быть определена для любого значения времени – ее называют непрерывной во времени. К непрерывным следует отнести природные условия. Если входные воздействия могут принимать бесконечно большое число значений, они называются непрерывными по величине, в противном случае – дискретными. К непрерывным относятся климатические и гидрогеологические условия, к дискретным – состав, строение и свойства пород.

Если величину рассматриваемого воздействия нельзя предсказать, оно называется случайным, в противном случае – детерминированным. Горные породы следует рассматривать как результат взаимодействия различных физических полей природной динамической системы, и в этом аспекте показатели свойств горных пород представляют собой композиции детерминированной (регионально коррелированной) и случайной компонент. Соотношение этих компонент по величине показателя зависит от конкретных условий образования месторождения.

Анализ воздействия природных условий и горно-технических факторов на напряженно-деформированное состояние массива позволил оценить возможность управления ими. Горно-технические факторы (расположение и параметры вскрывающих выработок, система разработки, режим горных работ, управляемое обрушение, структура комплексной механизации) выступают как управляемые воздействия.

При определении входного воздействия для различных факторов и условий учитываются следующие его характеристики:

- для состава пород – стационарные, непрерывные во времени, дискретные по величине, случайные, управляемые;
- для строения пород – стационарные, непрерывные во времени, дискретные по величине, случайные;
- для свойств пород – нестационарные, нелинейные, непрерывные во времени, дискретные по величине, случайные, управляемые;
- для климатических – нестационарные, непрерывные во времени и по величине, случайные, неуправляемые;
- для гидрогеологических – нестационарные, непрерывные во времени и по величине, случайные, управляемые;
- для расположения и параметров вскрывающих выработок – стационарные, непрерывные во времени, управляемые;
- для системы разработки – стационарные, непрерывные во времени, управляемые;
- для режима горных пород – нестационарные, непрерывные во времени, управляемые;
- для управляемого обрушения – стационарные, управляемые;
- для структуры комплексной механизации – стационарные, дискретные во времени и по величине, детерминированные, управляемые.

В проблеме управления деформационными процессами выделены следующие аспекты:

- физический, характеризующий состав, строение и свойства пород, гидрогеологические и другие природные факторы и их связь с напряженно-деформированным состоянием откоса;
- горно-технический, освещающий воздействие способа вскрытия, системы разработки и других горно-технических факторов на напряженно-деформированное состояние откоса;

- аналитический, представляющий математическое описание (модель) объекта управления (в данном случае напряженно-деформированного состояния откоса) и включающий совокупность математических уравнений, отражающих зависимость H и n от природных и горно-технических факторов, и ограничения, накладываемые на эти величины;

- технический, включающий методы и технологические схемы управления;

- организационно-экономический, связанный с экономической оценкой вариантов управления на основе выбранного критерия оптимизации i их практической реализацией.

В реальных условиях эти аспекты тесно взаимосвязаны, поэтому в процессе создания системы управления, способной к нормальному и эффективному функционированию, необходимо провести исследования указанных аспектов проблемы.

Методы управления разделяются на две группы:

- не требующие изменений схемы вскрытия, системы разработки и режима горных работ – укрепление горных пород;

- связанные с изменением схемы вскрытия, системы разработки и режима горных работ.

Рекомендуемый для практического использования метод управления должен удовлетворять четырем условиям: технической надежности; технологичности; универсальности; экономической целесообразности.

Техническая надежность – необратимое достижение заданных количественных характеристик состояния массива на весь период эксплуатации инженерного сооружения.

Технологичность характеризуется сравнительно простой технологией работ, небольшим сроком исполнения, быстрым получением требуемого результата, преимущественным использованием имеющихся на предприятии оборудования и материалов.

Универсальность заключается в возможности использования методов для решения не одной, а нескольких (комплекса) задач, связанных с управлением деформационными процессами.

Экономическая целесообразность характеризуется максимальным экономическим эффектом, который достигается при использовании данного метода по сравнению с другими возможными техническими решениями.

При этом требование технической надежности рекомендуемого метода должно удовлетворяться во всех случаях. Для экономической целесообразности этот показатель при сравнении вариантов может быть и не выдержан, если по условиям производства работ технологичности метода отдается предпочтение.

5.5.1. Классификация способов укрепления горных пород и условия их применения

Изучение способов укрепления горных пород следует проводить на основе их классификации, позволяющей систематизировать данную область знаний и выявить внутренние закономерные связи между классифицируемыми подразделениями. В настоящее время разработан ряд классификаций способов укрепления горных пород, основанных на различных принципах.

Ниже излагается новая, более полная классификация методов укрепления пород, в основу которой положен принцип изменения состава, строения и свойств пород. Классификация приведена в табл. 5.3.

В соответствии с классификацией методы разделены на три группы.

В первую группу включены методы, применение которых не вызывает изменения состава, строения и свойств пород. В эту группу входят методы укрепления с использованием штанговой крепи, гибких тросовых тяжей, железобетонных свай и др.

Во вторую группу включены методы, вызывающие частичное (локальное) изменение состава, строения и свойств пород. Отнесены методы уплотнения пород, поверхностные покрытия и др.

Таблица 5.3

Характеристика группы методов укрепления	Метод	Область применения метода
1. Не вызывающие изменения состава, строения и свойств пород	Штанговая крепь, гибкие тросовые тязи	Скальные и полускальные породы крупноблочного или сланцеватого строения
	Железобетонные сваи	Скальные и полускальные породы со слабо развитой трещиноватостью
	Контрфорсы и подпорные стенки	Рыхлые несвязные, слабосвязные и сильно трещиноватые полускальные породы
	Металлическая сетка	Полускальные, сильно трещиноватые породы, склонные к интенсивному выветриванию
	Синтетический фильтрующий материал	Слабосвязные песчаноглинистые породы с низкой несущей способностью
2. Вызывающие частичное (локальное) изменение состава, строения и свойств пород	Уплотнение: укатка; трамбование; виброуплотнение; взрывное	Рыхлые несвязные и слабосвязные песчаноглинистые породы
	Бетонные покрытия	Полускальные, сильно трещиноватые породы, склонные к интенсивному выветриванию
3. Вызывающие существенное изменение состава, строения и свойств пород	Покрyтия из химических материалов; биологический	Рыхлые несвязные и слабосвязные песчаноглинистые породы
	Силикатизация: однорастворным способом с применением силиката Na однорастворным способом с применением силиката Na и кремнефтористоводородной кислоты (H_2SiF_6)	Лёссовые и рыхлые несвязные породы Трещиноватые скальные и полускальные породы, содержащие карбонаты, рыхлые несвязные породы

Характеристика группы методов укрепления	Метод	Область применения метода
	двухрастворным способом с применением жидкого стекла и раствора CaCl_2	Рыхлые несвязные породы с коэффициентом фильтрации от 2 до 80 м/сут
	Смолизация	Рыхлые несвязные карбонатные пески, мелко-трещиноватые скальные породы
	Электрохимическое укрепление	Связные песчано-глинистые породы с коэффициентом фильтрации менее 0,1 м/сут
	Цементация на основе цементно-глинистых, цементно-глинисто-песчаных растворов	Трещиноватые скальные и полускальные породы; глинистые породы с ярко выраженной трещиноватостью (ширина трещин не менее 0,15 мм)
	Осушение: открытый водоотлив, глубинный дренаж скважинами, оборудованными насосами	Трещиноватые полускальные и рыхлые несвязные породы Породы с коэффициентом фильтрации $K_f \geq 5$ м/сут
	самоизливающимися скважинами	При наличии в основании борта водоносного горизонта, не вскрытого карьером
	иглофильтрами	Породы с коэффициентом фильтрации 1–5 м/сут
	подземными системами осушения	Многослойная толща неустойчивых водоносных пород, наличие четырех-пяти разобщенных водоносных горизонтов
	вакуумированием	Породы с коэффициентом фильтрации 0,1–3 м/сут
	электроосушением	Породы с коэффициентом фильтрации менее 0,1 м/сут

Третья группа охватывает методы, применение которых приводит к существенному изменению состава, строения и свойств пород. В эту группу включены методы, связанные с инъектированием укрепляющих агентов (термические, силикатизация, цементация, электрохимическое укрепление и др.).

5.5.1.1. Способы укрепления, не вызывающие изменения состава, строения и свойств пород

Штанговая и анкерная крепь. Сущность способа укрепления штангами заключается в бурении скважин в массиве горных пород и установке в них металлических штанг, которые скрепляют отдельные блоки пород между собой. Пространство между штангами и стенками скважин затем цементируется.

Область применения – маловыветрелые скальные и полускальные породы крупноблочной или сланцеватой структуры с падением трещин в сторону выемки под углом 25–55°. Необходимая длина штанг определяется мощностью ослабленной зоны, требующей укрепления, обычно она равна 5–6 м. По характеру работы штанги делятся на две группы:

- предварительно напряженные с металлическим или железобетонным замком (закрепляемые по концам и натягиваемые при установке) для условий, при которых штанги испытывают растягивающие напряжения;
- железобетонные или деревянные штанги, устанавливаемые без натяжения и контактирующие с породами по всей длине для условий, когда штанги испытывают сдвигающие напряжения.

При укреплении откосов рекомендуется применять затяжки из опорных железобетонных плит и металлической сетки, соединяющие кусты из 3–4 штанг.

На карьерах работы по установке штанг производят с помощью приспособлений и механизмов, позволяющих перемещать и удерживать на откосе рабочую платформу с людьми и оборудованием.

Анкерная крепь – система закрепления в шпурах металлических (распорных, клино-щелевых, винтовых, с закреплением

химическими растворами и быстротвердеющими смесями на цементной основе), железобетонных, деревянных или полимерных анкеров, расположенных определенным образом в кровле и боках выработки и предназначенных с поддерживающими элементами (опорными шайбами или подхватами) для упрочнения массива пород и повышения устойчивости обнажений благодаря скреплению слоев и структурных блоков.

В зависимости от диаметра анкера диаметр скважины изменяется в пределах 60–300 мм. Анкер заводится в скважину с помощью лебедок или кранов. После установки анкера в проектное положение зона заделки цементируется с использованием цементных растворов следующего состава (на 1 м³): 150 кг портландцемента, 3 кг бентонита и 500–800 л воды. При этом прочность на раздавливание достигает 30–40 МПа.

Для заполнения возможных пустот цементация через некоторое время повторяется. После образования зоны монолита заделки анкера приступают к бетонированию плиты или балки под подвижный оголовок анкера. Натяжение анкеров осуществляется ступенями гидравлическими домкратами, применяемыми для предварительного напряжения железобетона, после чего подвижный оголовок анкера окончательно фиксируется на плите с помощью зажимов, клиньев, гаек. Свободная длина анкера цементируется после того, как усилия в анкерах, а следовательно, и осадки скального массива стабилизируются.

Железобетонные сваи. Сущность способа заключается в бурении скважин в массиве горных пород, установке в них металлической арматуры (гибкой, жесткой, стальных канатов и др.) и последующем бетонировании или цементации скважины. Образованные в породном массиве сваи увеличивают его сопротивление сдвигу и несущую способность.

Область применения – массив горных пород, ослабленных слоистостью, тектоническими трещинами или нарушениями. Угол падения поверхностей ослабления в выработанное пространство равен 25–40°. Противопоказания для применения железобетонных свай – наличие в массиве поверхностей ослабления, угол падения которых в сторону выработанного пространства превышает 55–60°.

В практике открытых горных работ наиболее целесообразно применять железобетонные сваи набивного типа. По конструкции такие сваи разделяются на сваи с продольной гибкой арматурой, хомутами и сваи с жесткой арматурой. В сваях с гибкой арматурой каркас изготавливается из круглых стержней периодического профиля марок Ст3, Ст5, 25Г2С и других диаметром 20–40 мм. Расстояние между продольными стержнями должно быть не менее 5 см для обеспечения возможности свободного прохождения бетона между ними. Диаметр прутьев для изготовления хомутов должен составлять не менее 25 % диаметра стержней продольной арматуры, но не менее 6 мм. Расстояние между хомутами не должно превышать 15 диаметров продольных стержней.

Для изготовления свай с жесткой арматурой могут быть использованы рельсы Р–33, Р–50 и Р–65, двутавры, швеллеры. Коэффициент армирования свай с жесткой арматурой рекомендуется 10–12 %. Толщина защитного слоя бетона в сваях с жесткой арматурой должна приниматься > 5 см.

Работы по установке свай включают бурение скважин под сваи, спуск арматуры в скважину, подготовку скважин к бетонированию или цементированию, набивку бетоном или цементным раствором с цементацией окружающих сваю пород. Для приготовления бетона, используемого для набивки скважин, применяется щебень размером < 40 мм, чтобы обеспечить прохождение кусков щебня между арматурой и стенками скважины. Заполнитель не должен содержать глинистые породы, а также посторонние примеси. Количество глинистых и пылеватых частиц по массе не должно превышать 1–2 %. При укреплении ослабленных участков железобетонными сваями с параллельной цементацией массива пород вокруг сваи устье скважины закрывается бетонной пробкой высотой 1,5–2 м с забетонированной в ней трубой – кондуктором, после чего производят нагнетание раствора. Во всех случаях сваи должны быть заглублены в твердые породы не менее чем на 3–3,5 м. Выбор конструкции свай и расстояния между ними определяется расчетом.

Синтетический фильтрующий материал. Метод укрепления горных пород с использованием синтетического фильтрующего материала заключается в вводе в породную или грунтовую конструкцию материала, обладающего необходимыми прочностью, водопроницаемостью и непроницаемостью для породных частиц определенного размера. Этот материал получил название «геотекстильное полотно» или «геотекстиль», а метод, основанный на его применении, – «геотекстильный метод».

В настоящее время выпускается свыше 200 марок геотекстиля, отличающихся исходным сырьем и технологией изготовления. Для производства геотекстиля используются волокна из различных полимеров (полиэфира, полиамида, полипропилена и др.), химическая и биологическая стойкость которых обеспечивает срок их службы в грунте на протяжении нескольких десятков лет.

По виду скрепления волокна различают три основных вида нетканых материалов: иглопробивные; термоупрочненные; клеевые. Наибольшее распространение получили иглопробивные материалы. Иглопробивной способ изготовления позволяет получать относительно толстые холсты с пространственным расположением волокон. Свойства иглопробивных материалов можно регулировать, изменяя массу 1 м^2 полотна и число проколов на единицу площади.

Область применения синтетического фильтрующего материала. Свойства геотекстильного материала определяют возможность его использования для решения инженерных задач, возникающих при строительстве и эксплуатации объектов горного производства.

1. Двухслойные покрытия в основании гидротехнических сооружений, например, хвосто- и шламохранилищ. При строительстве гидротехнических сооружений в песчаной и суглинистой местности эрозия может мешать строительству и даже подвергнуть опасности разрушения сооружения. Для воспрепятствования этому подмыву, который может привести к «промоянам», сооружение располагают на довольно большом защитном покрытии, прочно закрепленном на основании, за счет чего унос твердых частиц устраняется.

2. Защитные покрытия свай, погруженных в грунт, предотвращающие их пучение при замерзании. Благодаря фильтрующим и механическим свойствам обойма из геотекстиля позволяет ограничить просачивание бетона в растрескиваемый грунт, препятствует вымыванию бетона и обеспечивает лучшее контактирование свай с грунтом по сравнению с металлической обоймой.

3. Сооружение дренажных коммуникаций для отвода поверхностных и грунтовых вод. В этом случае геотекстиль находит очень широкое применение – как фильтр вокруг дренажного коллектора, защита фильтра в дренажной канаве. Благодаря гидравлическим свойствам геотекстиль, препятствуя проникновению глинистых частиц в дренирующий слой и перемещению твердых частиц в грунте, обеспечивает простую и надежную систему дренажа.

4. Устройство защитных стенок против каменных обвалов на крутых откосах скальных выработок. Благодаря исключительной стойкости к воздействию ультрафиолетовых лучей геотекстиль – лучший материал для наружных долговременных применений. Используемый в качестве защитной стенки, он сохраняет механическую прочность более 10 лет.

5. Защитные покрытия откосов для обеспечения образования дерна, предотвращающего эрозию откосов, возобновления лесов на очень крутых склонах, подверженных размыву. Покрытие из геотекстиля, защищая откосы от эрозии, позволяет развиваться растительности. Благодаря прочности при растяжении и стойкости к воздействию солнечных лучей геотекстиль может быть использован при закреплении откоса. Сзади вертикальной стенки из упрочненного геотекстиля отсыпают грунт. Такие крепи используют для возобновления лесов на крутых склонах.

6. Стабилизация откосов насыпных или намывных сооружений (например, дамб хвостохранилищ). Стабилизация достигается послойной прокладкой геотекстиля в теле откоса за счет увеличения сопротивления сдвигу несущей системы и равномерного распределения напряжений. При сухом и полусухом складировании отходов обогащения это позволяет снизить зем-

леемкость отвалов и хвостохранилищ за счет увеличения их высоты или крутизны откосов.

7. Строительство и эксплуатация автомобильных и железных дорог, сооружение временных дорог и подъездных путей на слабых грунтах и осыпях. Назначение арматуры из геотекстиля в данном случае заключается в равномерном распределении напряжений или усилий по более значительной площади, т.е. устранение опасности местного разрушения. При повторных и местных воздействиях нагрузки применение геотекстиля в конструкции дорожной одежды способствует обратимости явлений при прохождении транспортных средств и уменьшению амплитуды неравномерного оседания.

Кроме того, геотекстильная прослойка, уложенная в основание верхней части земляного полотна, осуществляет регулирование водно-теплового режима, ограничивая приток атмосферных осадков и капиллярной влаги от уровня грунтовых вод, что препятствует образованию кристаллов льда, представляющих основную причину разрушения дорожной одежды в период оттаивания.

5.5.1.2. Способы укрепления, вызывающие частичное (локальное) изменение состава, строения и свойств пород

Из способов укрепления, отнесенных во вторую группу, рассмотрим:

- бетонные покрытия;
- покрытия из химических материалов;
- биологический способ.

Бетонные покрытия. Этот вид покрытий выполняется чаще всего с помощью набрызга, заключающегося в том, что на породу с помощью сжатого воздуха наносится раствор из смеси цемента, заполнителей и воды, который прочно схватывается с поверхностью и затвердевает, причем, если заполнитель содержит мелкие фракции (до 8 мм), то в результате набрызга образуется торкретбетон, а при заполнителе с включениями крупных фракций (до 25 мм) – шприц-бетон.

Торкретбетон состоит из цемента, песка и воды. В среднем для состава смеси цемент – песок 1:3 расход цемента на 1 м³ торкретбетона равен 750–800 кг. Предел прочности торкретбетона при составе сухой смеси 1:3–1:4 на обычных цементах достигает на растяжение – 3 МПа, на сжатие – 30 МПа, а на сдвиг – 2,3–3 МПа.

Шприц-бетон состоит из смеси гравия или щебня, песка, воды и специальной добавки, ускоряющей схватывание и твердение покрытия. Расход цемента: 400–430 кг на 1 м³, шприц-бетон наносится слоями толщиной 4–5 см и более. Прочность его в 2,5–3 раза выше прочности бетона. Сопротивление на сжатие – 40–70 МПа, на изгиб – 8–12 МПа. При толщине 8–10 см шприц-бетон водонепроницаем.

Покрывтия из химических материалов. Этот способ основан на управлении свойствами и структурой грунта в укрепляемом поверхностном слое с помощью введения в него различных вяжущих веществ. В процессе укрепления участвуют две физико-химические системы: грунт и структурообразователь (вяжущее). Процесс протекает на границе этих двух систем.

На процесс структурообразования оказывают влияние факторы, определяемые как свойствами грунта, так и свойствами структурообразователя. К первым относятся: химико-минералогический состав грунтов; структурно-текстурные особенности; дисперсность; наличие и тип растворимых химических соединений и влаги; pH грунтов; температура грунта; электрический заряд поверхности частицы грунта. Ко вторым можно отнести: вязкость и pH структурообразователя; структуру, форму и величину молекул, их полярность; наличие активных групп в молекулах. Внешние факторы (температура, давление) также влияют на процесс структурообразования.

Взаимодействие структурообразователя с минеральной поверхностью частиц грунта зависит от ее физической и химической природы. С точки зрения физики твердого тела поверхности кристаллических тел представляют собой резкое нарушение периодичности кристаллической решетки.

В качестве структурообразователя могут быть использованы: цементный раствор; неорганическое вяжущее вещество;

синтетические смолы. Однако для создания покрытий они используются редко, чаще для инъектирования в более глубокие зоны массива. Достаточно широкое применение в качестве покрытий получили латексы и полиэлектrolитные композиции (поликомплексы).

Биологический способ предусматривает посадку (посев) культурных или дикорастущих растений в поверхностный слой укрепляемых пород или внесение в этот слой культур микроорганизмов.

Защита пород от разрушения достигается благодаря двум эффектам: глубинному (объемному) связыванию минеральных частиц в пределах укрепляемого слоя и экранированию поверхности от внешних воздействий. В первом случае эффект укрепления создается в результате склеивающего действия продуктов жизнедеятельности микроорганизмов (бактерий, низших растений) или вследствие армирующего действия корневой системы растений. Во втором случае наземная часть биомассы, покрывающая защищаемую поверхность, предотвращает воздействие на эту поверхность воздушных и водных потоков или предельно снижает их скорость вблизи поверхности. Кроме того, ослабляется проявление температурного контраста, связанное с суточными колебаниями температуры окружающей среды. При неравномерном зарастании поверхности такие участки служат просто механическим препятствием для частиц грунта, перемещаемых с незаросших участков, и тем самым предотвращают вынос продуктов эрозии в окружающую среду.

В практике противозэрозионной защиты нарушенных промысленными работами земель наибольшее распространение получил способ залужения поверхности, в особенности поверхности откосов, которые либо не поддаются (откосы хвостохранилищ, горных отвалов, глубоких выемок и т.п.), либо не предназначены (откосы дорожных насыпей, дамб плотин и др.) для лесотехнической или сельскохозяйственной рекультивации. Залужение поверхности (за рубежом – «вегетативная стабилизация») обеспечивает, с одной стороны, эффективное укрепление достаточно мощного поверхностного слоя вследствие развитой корневой системы и образования со временем плотной дернины,

а с другой – эффективную защиту поверхности от внешнего воздействия за счет густого травяного покрова. Такой способ, кроме противоэрозионной защиты, одновременно решает проблему биологической рекультивации нарушенных земель.

Современные прогрессивные тенденции в развитии биологического метода противоэрозионной защиты заключаются в следующем:

- совершенствование способов создания почвенного слоя из укрепляемого материала; создание почвенных структур из этого материала с помощью химических мелиорантов, при этом в качестве последних предпочтение отдается высокополимерным соединениям, внесение которых в мелиоративный слой позволяет быстро создать высокоструктурную почву с высокой гидроаккумуляционной способностью и стабильными агрохимическими характеристиками;

- выбор оптимального ассортимента трав для конкретных природно-климатических, агрохимических и агрофизических условий. В последнее время предпочтение отдается диким почвопокровным растениям (разрастающимся по поверхности, а не в высоту), не требующим особо благоприятной среды, намечена тенденция к использованию почвенных водорослей для повышения противоэрозионной стойкости почвогрунтов и формирования почвенного слоя в песках;

- разработка рациональных способов гидропосева трав для закрепления горизонтальных и пологих поверхностей;

- формирование вне укрепляемой поверхности гибких или жестких конструктивных элементов (плит, матов, крупных гранул) из питательных грунтоотравяных смесей с последующей механизированной укладкой этих элементов на крутонаклонные поверхности.

5.5.1.3. Способы укрепления, вызывающие существенное изменение состава, строения и свойств пород

Цементация применяется для повышения устойчивости откосов и устройства противофильтрационных завес. Сущность способа заключается в нагнетании в массив горных пород через

инъекторы, установленные в буровых скважинах, цементного раствора, который, заполняя пустоты и трещины, схватывается с породами, твердеет и повышает их водонепроницаемость и устойчивость.

Область применения цементации – трещиноватые и кавернозные скальные и полускальные породы, крупнопористые гравелисто-галечниковые породы. Предел применения цементации обусловлен шириной трещин (не менее 0,15 мм) в горных породах.

Противопоказаниями к применению цементации являются мелкопористые песчано-глинистые породы, в которые плохо проникает цементный раствор, а также наличие подземных вод, сильно агрессивных по отношению к цементу,

Для цементации используются следующие типы цемента (портландцемент, глиноземистый цемент, тампонажный расширяющийся цемент и пр.). Консистенция цементного раствора зависит главным образом от величины заполняемых пор и трещин и определяется величиной удельного водопоглощения.

Инъекционное оборудование (растворомешалки, насосы, инъекторы, напорные шланги и др.) выбирается в зависимости от водопроницаемости пород, состава и консистенции раствора, величины давления и др. Раствор нагнетается непрерывно до отказа, признаком отказа служит снижение расхода раствора до $0,83 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$ в течение 20 мин при заданном предельном давлении.

Радиус закрепления пород способом цементации зависит от степени трещиноватости и составляет от 1 до 10 м, расстояние между скважинами 1–4 м.

Для пород с крупной трещиноватостью рекомендуется использовать быстросхватывающийся цемент или обычный цемент с добавлением ускорителей схватывания и твердения. В качестве добавок могут быть использованы хлористый кальций, поташ, жидкое стекло, хлористый алюминий и др. Наилучшие показатели достигнуты при добавлении в цементный раствор 1–2,2 % массы цемента хлористого кальция, что сокращает срок схватывания в 2–2,5 раза, не снижая прочности цементного камня.

Известен положительный опыт применения цементации для укрепления ослабленных участков бортов на Кургашиинканском карьере (б. СССР) и на карьерах Великобритании.

Силикатизация применяется для повышения несущей способности пород в основаниях сооружений и для повышения устойчивости откосов при устройстве противофильтрационных завес.

Сущность способа заключается в нагнетании в массив горных пород через забитые в него инъекторы жидкого стекла (однорастворная силикатизация) или жидкого стекла и хлористого кальция (двухрастворная силикатизация). В результате физико-химического взаимодействия инъецируемых агентов с укрепляемой породой в ней образуется гидрогель кремнекислоты, который твердеет и обеспечивает повышение водоустойчивости, водонепроницаемости и прочности породы.

Область применения: лёссовые породы – однорастворная силикатизация; пески с коэффициентом фильтрации от 2 до 30 м/сут – двухрастворная силикатизация.

Противопоказаниями к применению силикатизации является слабая морозоустойчивость укрепленных пород, а также возможность укрепленных пород разрушаться щелочными растворами.

В строительной практике опробованы следующие технические решения:

- однорастворная силикатизация с добавкой кремнефтористо-водородной кислоты для закрепления разуплотненных карбонатных песков, лёссовых супесей и трещиноватых полускальных пород с высоким содержанием карбонатов;

- газовая силикатизация по следующей схеме: горная порода – углекислый газ – раствор силиката натрия – углекислый газ.

Предварительная обработка углекислым газом бескарбонатных песчаных пород позволяет обеспечить подкисление содержащейся в них пленочной и поровой воды, что существенно влияет на отвердевание нагнетаемого в массив силикатного раствора и повышает прочность укрепляемой породы на 20–25 %.

Для карбонатных песков и лёссовых супесей предварительная активация углекислым газом приводит к образованию на поверхности частиц слоя бикарбоната кальция, являющегося активным отвердителем силикатного раствора, и повышает прочность закрепления почти на 50 %.

Крупнейшая в мировой практике русловая противофильтрационная завеса на Асуанской плотине (Египет) была сооружена с применением силикатизации. Породы были представлены переслаивающимися суглинками, супесями и песками неогенового возраста, четвертичными песками мощностью 80 м и искусственно намытыми песками мощностью 30–45 м. Завеса пересекает всю толщу аллювиальных отложений и врежется в неогеновый горизонт. Максимальная толщина завесы 60 м, глубина 170 м.

Смолизация. Сущность способа заключается в том, что в массив горных пород вводится (с поверхности или через инъекторы) синтетическая смола, связывающая минеральные частицы и придающая породам прочность и водонепроницаемость.

Современная отечественная и зарубежная химическая промышленность выпускает достаточно большой ассортимент различных смол, полимеров и других химических веществ, позволяющих использовать их в качестве компонентов вяжущего материала для оструктурирования различных грунтов.

При выборе состава структурообразователей на основе синтетических смол необходимо учитывать следующие требования: безопасность и нетоксичность; достаточно малое время отверждения; хорошая растворимость в воде в широком диапазоне температур, малая вязкость раствора; обеспечение необходимой прочности и долговечности покрытия; водопроницаемость структурированных грунтов, относительно низкая цена.

Для смолизации грунтов могут быть эффективно использованы мочевиноформальдегидные смолы (карбамидные смолы).

Электрохимическое укрепление применяют для повышения устойчивости уступов и бортов карьеров, стабилизации деформационных процессов, создания водонепроницаемых экранов, повышения несущей способности пород для обеспечения про-

ходимости тяжелого горно-транспортного оборудования, укрепления слабых оснований отвалов.

Сущность способа заключается в том, что наложение на массив песчано-глинистых пород постоянного электрического поля вызывает в массиве явление электропереноса – направленное перемещение между разноименными полюсами поля частиц – носителей электрического заряда (ионов, дисперсных частиц и молекул воды). Миграция частиц-носителей обуславливает возникновение в породе электрического тока, сила которого пропорциональна концентрации подвижных частиц. В зависимости от вида носителя различают следующие электрокинетические процессы: ионный перенос (ионная проводимость); электрофорез; электроосмос.

Ионная проводимость обусловлена переносом диссоциированных в поровом растворе простых и комплексных ионов кислотных остатков, гидроксильных групп и др. В зависимости от того, какой заряд несут ионы, они мигрируют либо к аноду, либо к катоду. Удаление из породного массива через катодные скважины одновалентных катионов натрия, калия и лития и замена их многовалентными катионами кальция, магния и железа приводит к упрочнению породы за счет образования в ней нерастворимых и слабо растворимых солей и гелей.

Электрофорез – электроперенос дисперсных частиц горной породы, взвешенных в жидкой фазе (поровом электролите). В песчано-глинистых породах в результате электрофореза дисперсные частицы, перемещаясь в сторону анода и встречая сопротивление минерального скелета и частиц большего радиуса, развивают значительное давление, что способствует коагуляции, уплотнению и последующим структурообразовательным процессам в породе.

Электроосмос, заключающийся в преимущественном перемещении молекул воды к отрицательному полюсу – катоду, приводит к осушению породного массива.

Таким образом, под действием приложенного постоянного электрического поля происходит процесс упрочнения песчано-глинистых пород, в котором выделяются три стадии: электро-

осмотическое осушение; необратимые изменения состава, структуры пород и их последующее упрочнение.

В стадии электроосмотического осушения основными процессами считаются электроосмотическое передвижение воды, электролиз, перенос ионов, окисление или восстановление ионов до атомов, растворение природных солей, коррозия анодного электрода и обменные реакции. В стадии необратимых изменений главную роль приобретают вторичные химические реакции, кристаллизация и образование новой структуры породы. Третья стадия происходит после снятия внешнего электрического поля в течение еще 1,5–2 лет за счет продолжающейся кристаллизации и перекристаллизации новых химических соединений.

Область применения электрохимического способа укрепления – породы с коэффициентом фильтрации $0,001 < K_f < 0,01$ м/сут, с содержанием дисперсных фракций размером $> 0,01$ – $0,02$ мм не ниже 20–25 %, с содержанием глинистых частиц размером $0,005$ мм – не менее 10 %.

Для укрепления породного массива используется неоднородное электрическое поле, силовые линии которого сгущаются к катоду. Это достигается в результате концентрического расположения анодов вокруг общего катода. Упрочняемый объем породы приобретает форму цилиндрической сваи, радиус которой равен расстоянию между разноименными электродами.

Работы по укреплению начинаются с планировки бермы, проведения подъездных дорог, подводки электросетей, подготовки и размещения необходимого оборудования и материалов.

Последовательность операций при эксплуатации электродных скважин приведена на рис. 5.15. Порядок проведения операций при эксплуатации катодных скважин следующий: бурят скважины на проектную глубину; производят обсадку скважины перфорированной трубой после извлечения шнека; откачивают воду для анализа; подключают к трубе отрицательный полюс и подают энергию; периодически отключают энергию и откачивают воду по мере наполнения скважины; окончательно отключают энергию и извлекают трубы.

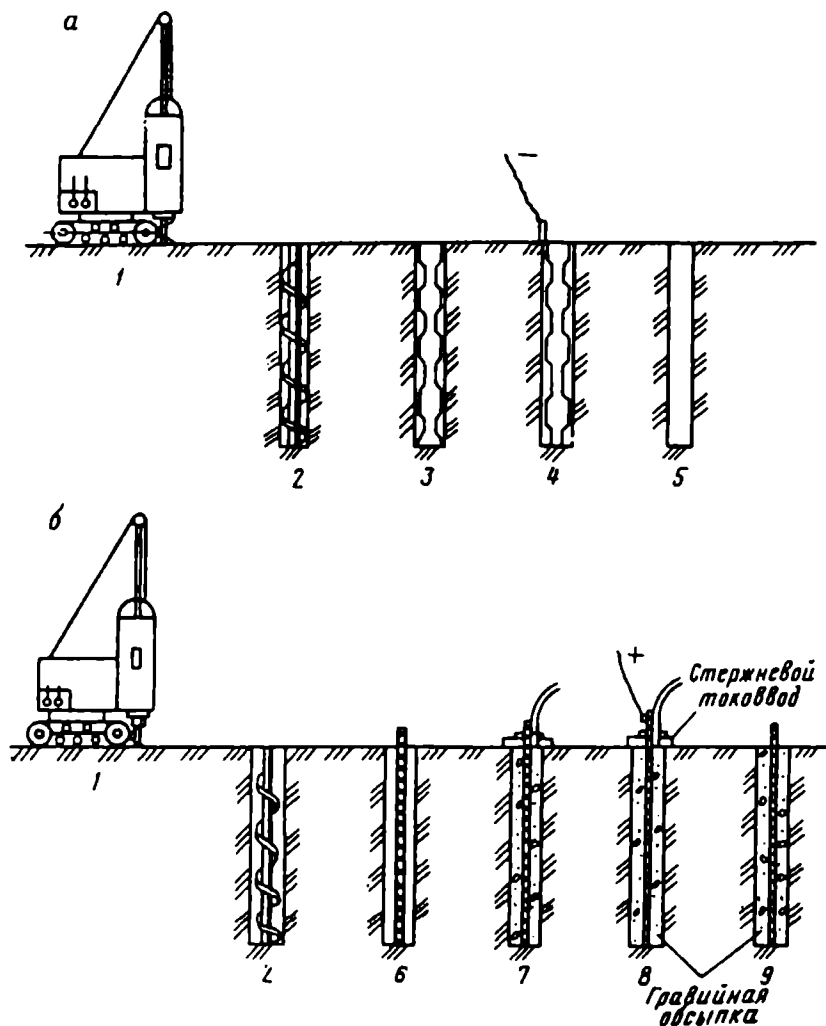


Рис. 5.15. Технологические карты производства работ по укреплению откоса с помощью постоянного электрического поля:

а – катодная скважина; *б* – анодная скважина; 1 – установка станка; 2 – бурение скважины; 3 – обсадка скважины перфорированной трубой; 4 – подключение к трубе отрицательного полюса; 5 – извлечение трубы после завершения электрообработки; 6 – опускание в скважину токоввода; 7 – установка оголовка и засыпка скважины песком; 8 – заливка в скважину электролита; 9 – отключение энергии и снятие оголовка

На одном из карьеров Италии было проведено электрохимическое укрепление горных пород участка борта, склонного к

деформациям. Породы, слагающие этот участок, были представлены водонасыщенными глинами с $K_{\phi} < 0,01$ м/сут. Длина участка составляла 18 м, ширина 6 м, глубина 9 м.

Способ был применен для повышения устойчивости откоса Роздольским ПО «Сера». Длина откоса (по простираению) – 200 м, высота – до 27 м. Метод был использован также для повышения устойчивости участка южного борта Центрального карьера Яворовского ПО «Сера» протяженностью 120 м, который неоднократно подвергался деформациям из-за неблагоприятно ориентированной структуры массива горных пород и постоянного подтока подземных вод (рис. 5.16).

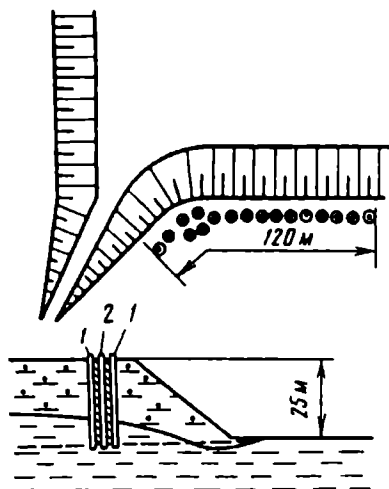


Рис. 5.16. Схема укрепления глинистых пород на Яворовском карьере с применением постоянного электрического поля:

1 и 2 – анодная и катодная скважины соответственно

Осушение пород. Способы осушения пород включают: открытый водоотлив и глубинный дренаж с помощью скважин, оборудованных насосами и самоизливающихся, иглофильтров, вакуумирования, электроосушения и подземных систем осушения. Открытый водоотлив применяют для осушения трещиноватых полускальных и рыхлых несвязных пород. В породах с коэффициентом фильтрации $K_{\phi} \leq 5$ м/сут могут быть использованы скважины, оборудованные насосами. При наличии в основании борта карьера водоносного горизонта, не вскрытого горными породами, следует применять самоизливающиеся скважины. Дренаж горных пород с $K_{\phi} = 1-5$ м/сут осуществляется с помощью иглофильтровых установок. Область применения легких иглофильтров ограничена глубиной залегания водоносных горизонтов (5–6 м), эжекторные иглофильтры могут использоваться в течение длительного времени для осушения водоносных горизонтов, залегающих на глубине 15–20 м. Подземные системы осушения рекомендуется использовать в условиях многослойной толщи неустойчивых водоносных пород с

несколькими разобщенными водоносными горизонтами. Достоинства подземных систем осушения – надежность и удобство в эксплуатации, возможность централизации водоотлива, низкая стоимость эксплуатации. В то же время подземные системы осушения обладают недостатками, снижающими возможности их использования: большие капитальные затраты, длительные сроки строительства; недостаточная гибкость и стабильность. Вакуумирование, т.е. отсасывание воды из горных пород под действием вакуума, применяется главным образом для осушения пород с $K_{\phi} = 0,1+3$ м/сут, а электроосушение (отсасывание воды из горных пород путем наложения постоянного электрического поля) – при $K_{\phi} < 0,1$ м/сут.

Положение и размеры укрепляемой зоны при любых методах осушения зависят от расположения и числа осушающих работ. В табл. 5.4 приведен перечень мероприятий по локальному и общему дренажу карьерных полей.

Таблица 5.4

Мероприятие	Достоинство	Недостаток
Улучшение стоков дождевых и паводковых вод	Простота выполнения	Недостаточный эффект при наличии нескольких источников
Уменьшение и ликвидация промышленных стоков	То же	То же
Вертикальные и водопонизительные скважины	Борьба с любыми источниками обводнения	Трудность бурения и эксплуатации дренажных скважин
Дренажные шурфы	То же, хороший дренарующий эффект	Значительные затраты на проходку шурфов
Дренажные шурфы с лучевым водозабором	Повышенный дренарующий эффект	То же, бурение дренажных скважин
Электроосмос	Высококачественный дренаж пород с низкой водоотдачей	Большое число скважин и значительные энерготраты, применимость в ограниченных условиях, недостаточная глубина дренирования при наличии мощной толщи глинистых пород

Мероприятие	Достоинство	Недостаток
Проходка поперечных дренажных траншей	Возможность повышения удерживающего эффекта за счет засыпки щели скальными породами и создания контрфорса	Ограниченность области применения при наличии мощной коры выветривания, значительная глубина траншей, большие объемы и продолжительность работ
Проходка продольных дренажных траншей	Возможность полного дренажа вод, поступающих в карьер из зоны коры выветривания	То же
Противофильтрационные завесы щелевого типа	То же	То же
Противофильтрационные инъекционные завесы	Доступность в условиях карьера	Недостаточная эффективность в породах с малыми коэффициентами фильтрации
Локальный горизонтальный дренаж из карьера	Простота выполнения и эксплуатации дренажа	Дренирующий эффект достигается в ограниченной зоне, примыкающей к откосу
Глубокий горизонтальный дренаж из карьера	Хороший глубокий дренирующий эффект, простота эксплуатации	Трудность бурения скважин
Дренажные штреки с бурением сквозных фильтров	Хороший дренирующий эффект в породах с высокой водоотдачей и при значительных коэффициентах фильтрации	Высокая стоимость и продолжительность работ, крупные затраты на изыскание и проведение экспериментов
Дренажные штреки с бурением восстающих	То же, сокращение затрат на бурение, целесообразность применения при наличии водоупора, разделяющего два горизонта подземных вод	То же
Система дренажных выработок и скважин	Целесообразность применения при нескольких горизонтах обводнения и мощной толщине обводненных пород	То же

Наибольшее распространение в инженерной практике укрепления скальных пород получили дренаж, контрфорсы и анкеры. Реже применяются подпорные стенки и металлические сетки.

5.5.2. Методы управления деформационными процессами, связанные с изменением схемы вскрытия, системы разработки и режима горных работ

В современной научно-технической литературе достаточно подробно рассмотрен ряд методов управления деформационными процессами, связанных с изменением схемы вскрытия, системы разработки и режима горных работ на карьерах.

Наибольшее распространение в горной практике получили:

- снижение воздействия массовых взрывов в приконтурных зонах; область применения – скальные и полускальные трещиноватые породы;
- сдваивание и страивание стационарных уступов на проектном контуре; область применения – скальные и полускальные породы;
- оставление предохранительных целиков; область применения – необходимость сохранения промышленных сооружений, размещенных в пределах карьерного поля; отработка месторождения комбинированным (открытым и подземным) способами;
- временная пригрузка рабочего борта вскрышными породами; область применения – отработка краевых участков месторождения, стабилизация временно нерабочих бортов смежного карьерного поля;
- изменение схемы вскрытия и направления перемещения фронта горных работ; область применения – неблагоприятные инженерно-геологические и гидрогеологические условия, ведущие к реализации деформационных процессов;

- управляемое обрушение уступов; область применения – неустойчивое состояние массива горных пород, созданное искусственным или естественным путем;

- наклонные предохранительные бермы, т.е. совмещение предохранительных и транспортных берм при постановке борта в предельное положение; область применения – карьеры, имеющие циркообразную форму;

- ленточные целики для управления устойчивостью внутренних отвалов, сложенных водонасыщенными песчано-глинистыми породами;

- предохранительные валы для защиты от деформаций горных пород;

- изменение конструкции борта карьера.

Рассмотрим более подробно некоторые из этих методов, получивших наибольшее распространение в практике открытых горных работ.

Снижение воздействия массовых взрывов. Способы снижения вредного воздействия взрывов на устойчивость откосов могут быть разделены на две группы. Первая группа способов предполагает изменение параметров взрывных работ в приконтурных зонах при неизменном порядке их отработки. Во вторую группу включены способы, в которых меняется порядок отработки приконтурных зон при неизменных параметрах взрывных работ (фланговое подвигание забоя, способ поперечных заходок, способ коротких блоков).

Наиболее распространены методы первой группы: изменение конструкции; массы заряда; контурное взрывание. Различают два вида контурного взрывания: «гладкое взрывание», когда заряды контурного ряда взрываются после основных зарядов дробления; «предварительное щелеобразование», когда заряды контурного ряда взрываются первыми.

Удовлетворительные результаты при гладком взрывании достигаются при расстоянии между скважинами контурного ряда 2–3 м и с зарядом 2–4 кг/м скважины. Диаметр этих скважин 80–100 мм, они располагаются на расстоянии 2–3 м от бровки уступа.

Опыт показывает, что метод снижения сейсмического эффекта взрыва с помощью создания в откосе отрезной щели обладает высокой эффективностью. Для снижения вредного воздействия массовых взрывов вдоль будущего контура откоса бурят ряд шпуров, которые взрываются одновременно с последним рядом скважин. Расстояние между рядами шпуров и скважин 4–4,5 м, глубина шпуров до 4 м, диаметр 42 мм, угол наклона в сторону выемки до 75° , расстояние между шпурами $a = 0,4 + 1,2$ м. Заряд в шпуре зависит от a и изменяется от 1,5 до 4 кг. Применение этого метода в промышленных условиях позволяет существенно уменьшить, а в ряде случаев полностью предотвратить образование заколов и трещин за новой бровкой откоса, что значительно улучшает его устойчивость.

Технология отстройки бортов в предельном контуре карьера. Практика изучения деформаций горных пород от сейсмического воздействия взрывов позволяет считать критериями качественной отстройки откоса: абсолютные смещения законтурного откоса; абсолютные смещения законтурного массива не более 3 мм; скорость колебаний пород – не более 24 см/с; отсутствие заколов; получение поверхности со степенью неровности в пределах 15–20 см.

К числу наиболее эффективных методов оформления нерабочих уступов в предельном контуре карьера относятся методы, приведенные в табл. 5.5.

Применение каждого из этих методов эффективно в определенных условиях. При использовании предварительного щелеобразования с равномерным распределением скважин по контуру возможно взрывание через скважину, когда между ними остаются незаряженные скважины. Во всех случаях необходимо заряд рассредоточивать воздушными промежутками. Скважины могут быть любого диаметра, в соответствии с которым устанавливаются сетка бурения скважин и величина заряда в них.

При последующем оконтуривании уступов взрыванием наклонных скважин возможно применение вспомогательных

скважин уменьшенной глубины между контурными скважинами и последним рядом отбойных скважин. Взрывание наклонных скважин любого диаметра может выполняться при использовании как рассредоточенных, так и сплошных зарядов.

Таблица 5.5

Метод	Способ реализации метода	Технический эффект от применения метода
Предварительное щелеобразование на проектном контуре под расчетным углом наклона	Равномерное распределение скважин по контуру	Увеличение углов отко-сов уступов на 5–20°
	Равномерное распределение скважин по контуру с размещением холостой скважины между заряжаемыми	Увеличение углов отко-сов уступов на 5–20° и сокращение объема буровых работ по заоткоске
Последующее оконтуривание взрыванием наклонных скважин на проектном контуре под расчетным углом наклона	Равномерное распределение скважин по контуру	Увеличение углов отко-сов уступов на 5–10°
	Равномерное распределение скважин по контуру с размещением холостой скважины между заряжаемыми	Увеличение углов отко-сов уступов на 5–10° и сокращение объема буровых работ по заоткоске
Экскаваторный	При высоте рабочего уступа менее 10 м без разделения на подступы	Обеспечение заоткоски под расчетными углами; сокращение объема буровзрывных работ по заоткоске
	При высоте рабочего уступа более 10 м с разделением на подступы	То же
Естественная заоткоска	Без расположения взрывных скважин по контуру и оформления экскаваторами	Обеспечение расчетных устойчивых углов отко-сов; отсутствие затрат на заоткосные работы

Экскаваторный метод заоткоски применяется независимо от вида использованных для отработки приконтурных лент взрывных скважин – наклонных или вертикальных. На участках распространения трещин большой протяженности заоткоска производится естественным образом, без применения специальных методов.

Создание предохранительных валов для защиты от деформаций горных пород. При разработке месторождений нагорного типа, имеющих небольшие размеры по простиранию, ведение горных работ одновременно на нескольких горизонтах затруднено, так как возникает опасность падения кусков породы с верхних горизонтов.

Причинами локальных деформаций уступов могут быть: неблагоприятно ориентированная структура массива; процессы выветривания; некачественное ведение взрывных работ и др. Для обеспечения безопасности горных работ необходимо проведение защитных мероприятий. Наиболее экономичным и простым в реализации представляется способ, предусматривающий сооружение предохранительных валов из отбитой горной массы на нижних эксплуатационных горизонтах для задержания падающих с верхних уступов кусков породы.

Параметры предохранительного вала зависят от массы кусков породы и скорости их движения v , а v определяется формой и размерами кусков, геометрией борта, отдельных уступов и другими факторами.

При определении параметров вала и условий его размещения на берме уступа необходимо учитывать два основных варианта движения куска:

1) выкатывание куска породы с вышележащих уступов к предохранительному валу со скоростью, при которой возможно разрушение вала;

2) перелет куском породы, падающим с вышележащих уступов, предохранительного вала.

В обоих вариантах сделаны следующие допущения:

- форма куска породы принята шарообразной, так как в этом случае скорость его движения будет максимальной и куски

любой другой конфигурации будут иметь меньшую скорость, что идет в запас прочности;

- борт карьера рассматривается как наклонная плоскость с углом откоса α и высотой H .

Дальность свободного выкатывания куска на горизонт L зависит от его скорости, размеров и характера поверхности, по которой происходит движение куска, и определяется из выражения

$$L = [H (1 - \kappa_1 / R \operatorname{ctg} \alpha) R] / \kappa_2, \quad (5.13)$$

где H – высота скатывания, м; R – средний приведенный радиус породного куска, м; κ_1, κ_2 – линейные коэффициенты трения качения соответственно по наклонной и горизонтальной поверхностям, м.

Экспериментально установлено, что κ_1 находится в пределах 0,09–0,16 м, а κ_2 – в пределах 0,21–0,26 м.

Если предохранительный вал установлен на расстоянии $l < L$, то его параметры должны гарантировать, что ударяющийся о вал породный кусок не разрушит вал. Скорость набегания куска на предохранительный вал определяется из выражения

$$v_n = \sqrt{v - 2gl - \kappa_2/R}, \quad (5.14)$$

где v – скорость движения куска породы по уступу;

$$v = \mu \sqrt{2gH}, \quad (5.15)$$

где g – ускорение свободного падения, $g = 9,8 \text{ м/с}^2$.

Величина коэффициента μ определяется из специальной номограммы.

Высота предохранительного вала (м) определяется из выражения

$$h_a = 2 \rho^2 (L - l), \quad (5.16)$$

где ρ – коэффициент восстановления нормальной составляющей скорости породного куска после отскока от поверхности бермы, $\rho \sim 0,3$.

Ширина предохранительного вала должна быть не менее $0,5 h_b \operatorname{tg} \varphi$ для обеспечения устойчивого трапециевидального сечения защитного вала и вычисляется по формуле

$$b = R [4 v_n / (g \operatorname{tg} \varphi \cdot \kappa_2)]^{1/3}. \quad (5.17)$$

Максимально возможное расстояние от нижней бровки уступа l' , которое пролетит породный кусок после отскока с верхних уступов и дальнейшего свободного падения, находится из выражения

$$l' = v^2 \cos \beta \cdot \sin \beta / g + v \cos \beta \sqrt{v^2 \sin^2 \beta + 2gH} / g - H \operatorname{ctg} \alpha, \quad (5.18)$$

где β – угол отскока породного куска от поверхности уступа.

Величина l' достигает максимального значения при $\beta = (90 - \alpha) / 2$.

Таким образом, методика расчета параметров предохранительного вала и места его расположения включает следующие этапы:

- 1) по данным проектной документации, натурных наблюдений и экспериментов определяются H , α , R , κ_1 , κ_2 ;
- 2) по формуле (5.13) находится L ;
- 3) по формуле (5.18) определяется l' ;
- 4) при размещении вала на расстоянии $L > l > l'$ определяется скорость выкатывания породного куска на предохранительный вал по формуле (5.14);
- 5) по выражениям (5.16) и (5.17) определяются высота и ширина предохранительного вала.

Предохранительный вал с параметрами, рассчитанными по данной методике, используется в течение нескольких лет на одном из карьеров по добыче горно-химических руд. Расстояние от вала до нижней бровки уступа составило 40 м, ширина – 2,75 м, высота – 1,5 м. Практика показала, что за это время предохранительный вал полностью обеспечил безопасность горных работ на нижних горизонтах карьера и предотвратил попадание кусков породы в рудные забои.

5.5.3. Методы оценки эффективности противодеформационных мероприятий

Выбор противодеформационного мероприятия (или группы мероприятий) связан с экономической оценкой ущерба от возможной деформации откоса, определением затрат на укрепление пород, изменением схемы вскрытия, системы разработки, структуры комплексной механизации, с отражением фактора времени на сопоставляемые затраты.

Решение о том, какое мероприятие подлежит реализации, принимается с помощью критерия оптимизации. Основная трудность выбора критерия оптимизации обусловлена тем, что из математической постановки задачи вытекает требование использовать в качестве критерия единственный обобщенный показатель. В то же время экономическая эффективность производства имеет множество частных аспектов, и для их оценки применяются многочисленные самостоятельные показатели, в том числе такие, как производительность, себестоимость продукции, приведенные затраты, фондоотдача, прибыль и др. Чаще всего для оценки эффективности применяется критерий так называемых приведенных затрат.

Накопленный опыт оценки экономической эффективности мероприятий по управлению устойчивостью уступов и бортов карьеров позволяет типизировать возникающие задачи, выявить факторы, определяющие экономическую эффективность мероприятий, и найти ее вид (табл. 5.6). Рассмотрим пути решения типовых задач, указанных в таблице, на конкретных примерах.

Факторы, определяющие экономическую эффективность мероприятий по управлению устойчивостью уступов и бортов карьеров [47], приведены ниже.

1. *Уменьшение объемов вскрышных работ.* Карьер А эксплуатируется с 1960 г. На основании проведенных за это время исследований выданы рекомендации и произведена корректировка проектных углов наклона бортов погашения: они увеличены на 5°. Вскрышные работы в новом предельном контуре начались с 1 января 1987 г.

Таблица 5.6

Соотношение между проектным α_n и рекомендуемым α_p углами откоса борта или уступа	Факторы, определяющие экономическую эффективность мероприятий	Вид экономической эффективности
$\alpha_p > \alpha_n$	Уменьшение объемов вскрышных работ	Фактическая, определяемая снижением себестоимости добычи полезного ископаемого
$\alpha_p < \alpha_n$	Предотвращение деформаций горных пород	Народнохозяйственная, определяемая величиной предотвращенного ущерба от деформации горных пород
	Вовлечение в эксплуатацию запасов полезного ископаемого, отнесенных к потерям	Народнохозяйственная, определяемая условной величиной прибыли, получаемой от переработки полезного ископаемого на готовую продукцию
	Предотвращение снижения качества добываемого полезного ископаемого	Народнохозяйственная, определяемая величиной предотвращенного ущерба от снижения качества полезного ископаемого при добыче
$\alpha_p = \alpha_n$	—	—

Для подсчета экономической эффективности (в ценах 1987 г.) от новых углов наклона бортов погашения необходимо определить:

1) остаток непогашенной вскрыши на 01.01.87 до корректировки проекта:

$$B_{нп} = 8 \text{ млн м}^3;$$

2) объем вскрышных пород на 01.01.1987, подлежащих выемке до полной отработки карьера, до корректировки проекта:

$$B_{пв} = 140 \text{ млн м}^3;$$

3) балансовые запасы руды на 01.01.87:

$$B = 100 \text{ млн т};$$

4) потери Π и разубоживание P полезного ископаемого при добыче (по проекту или плановые на 1987 г.):

$$\Pi = 5 \%; P = 10 \%;$$

5) количество руды V_p , которое надо добыть до полной отработки карьера, с учетом потерь и разубоживания:

$$V_p = [B (100 - \Pi)] : [(100 - P) / 100] = 105,556 \text{ млн т}; \quad (5.19)$$

6) коэффициент погашения на планируемый год

$$K_n = (B_{np} + B_{пв}) / V_p = 1,42 \text{ м}^3 / \text{т}; \quad (5.20)$$

7) себестоимость вскрышных работ C_v по переменной части затрат:

$$C_v = 0,50 \text{ руб/м}^3;$$

8) планируемый объем добычи руды на карьере в январе 1987 г.

$$q_p = 1 \text{ млн т};$$

9) объем погашаемой вскрыши в январе 1987 г.

$$V_{пв} = K_n q_p = 1,42 \text{ млн м}^3; \quad (5.21)$$

10) затраты на вскрышные работы, подлежащие списанию в январе 1987 г. на себестоимость добытой руды:

$$З_v = C_v V_{пв} = 0,50 \cdot 1,42 = 0,71 \text{ млн руб.}; \quad (5.22)$$

11) остаток непогашенной вскрыши на 01.01.87 после корректировки проекта

$$B_{np}^1 = 7,7 \text{ млн м}^3;$$

12) объем вскрышных пород на 01.01.87, подлежащих выемке до полной отработки карьера, после корректировки проекта

$$B'_{\text{нп}} = 130,3 \text{ млн м}^3;$$

13) коэффициент погашения K'_n (после корректировки проекта) на планируемый год

$$K'_n = (B'_{\text{нп}} + B'_{\text{мб}}) / V_p = 1,31 \text{ м}^3/\text{т}; \quad (5.23)$$

14) объем погашаемой вскрыши (после корректировки проекта) в январе 1987 г.

$$V'_{\text{мб}} = K'_n q_p = 1,31 \text{ м}^3/\text{т}; \quad (5.24)$$

15) себестоимость вскрышных работ в период после корректировки проекта C'_s по переменной части затрат:

$$C'_s = 0,50 \text{ руб} / \text{м}^3;$$

16) затраты на вскрышные работы, подлежащие списанию на себестоимость добытой руды в январе 1987 г. (после корректировки проекта):

$$Z'_n = C'_s V^1_{\text{мб}} = 0,50 \cdot 1,31 = 0,65 \text{ млн руб.}; \quad (5.25)$$

17) уменьшение затрат на вскрышные работы в первый месяц эксплуатации карьера в новых контурах

$$\Delta Z_s = Z_n - Z'_n = 0,71 - 0,65 = 0,06 \text{ млн руб.}; \quad (5.26)$$

18) годовой экономический эффект от изменения объема вскрыши за счет использования новых (более крутых) углов наклона бортов погашения

$$\Delta Z^{\text{год}}_s = 12 \Delta Z_s = 0,72 \text{ млн руб.} \quad (5.27)$$

2. *Предотвращение деформаций горных пород.* Карьер Б эксплуатируется с 1965 г. Горные работы осложнялись много-

численными деформациями уступов и бортов, связанными с допущенными на стадии проектирования (в результате недостаточной изученности структурно-тектонических особенностей месторождения) просчетами в рекомендованных параметрах карьерных откосов. В результате проведенных исследований выданы рекомендации и произведена корректировка проектной документации. При этом генеральный угол наклона борта уменьшен на 5° .

Установлено, что при более пологом угле наклона борта по сравнению с первоначальным проектным решением, хотя и увеличиваются объемы вскрышных работ, но обеспечивается предотвращение крупных деформаций бортов погашения.

Экономическая эффективность мероприятия по уменьшению углов наклона бортов погашения определяется размером предотвращенного ущерба и поэтому относится к народнохозяйственной категории.

Для ее нахождения необходимо определить следующее:

1) остаток непогашенной вскрыши на 01.01.87 до корректировки проекта

$$B_{\text{нп}} = 7 \text{ млн м}^3;$$

2) объем вскрышных пород на 01.01.87, подлежащих выемке, до корректировки проекта

$$B_{\text{пв}} = 160 \text{ млн м}^3;$$

3) балансовые запасы руды на 01.01.87

$$B = 110 \text{ млн т};$$

4) потери Π и разубоживание P полезного ископаемого при добыче (по проекту или плановые на 1987 г.):

$$\Pi = 4 \%, \quad P = 8 \%;$$

5) количество руды V , которое надо добыть до полной отработки карьера, с учетом потерь и разубоживания:

$$V_p = [B (100 - \Pi)] : [(100 - P) / 100] = 114,78 \text{ млн т}; \quad (5.28)$$

6) коэффициент погашения на планируемый год

$$K_n = (B_{nn} + B_{nv}) / V_p = (7 + 160) / 114,78 = 1,46 \text{ м}^3/\text{т}; \quad (5.29)$$

7) себестоимость вскрышных работ в период, предшествующий корректировке проекта C_v , по переменным затратам:

$$C_v = 0,6 \text{ руб}/\text{м}^3;$$

8) планируемый объем добычи руды на карьере в январе 1987 г.

$$q_p = 1,1 \text{ млн т};$$

9) объем погашенной вскрыши в январе 1987 г.

$$V_{nv} = K_n q_p = 1,46 \cdot 1,1 \cdot 10^6 = 1,606 \text{ млн м}^3; \quad (5.30)$$

10) затраты на вскрышные работы, подлежащие списанию в январе 1987 г. на себестоимость добытой руды:

$$З_v = C_v V_{nv} = 0,6 \cdot 1,606 \cdot 10^6 = 0,961 \text{ млн руб.}; \quad (5.31)$$

11) остаток непогашенной вскрыши на 01.01.87 после корректировки проекта

$$B'_{nn} = 7,5 \text{ млн м}^3;$$

12) объем вскрышных пород на 01.01.87, подлежащих выемке до полной отработки карьера, после корректировки проекта

$$B'_{nv} = 165 \text{ млн м}^3;$$

13) коэффициент погашения (после корректировки проекта) на планируемый год

$$K'_n = (B'_{nn} + B'_{nv}) / V_p = 172,5 / 114,78 = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}; \quad (5.32)$$

14) объем погашаемой вскрыши после корректировки проекта в январе 1987г.

$$V'_{nv} = K'_n q_p = 1,5 \cdot 1,1 \cdot 10^6 = 1,65 \cdot 10^6 \text{ млн м}^3; \quad (5.33)$$

15) себестоимость вскрышных работ в период после корректировки проекта C_v по переменным затратам

$$C_v = 0,6 \text{ руб} / \text{м}^3;$$

16) затраты на вскрышные работы, подлежащие списанию на себестоимость добытой руды в январе 1987 г. (после корректировки проекта):

$$3' = C'V'_{nv} = 0,6 \cdot 1,65 \cdot 10^6 = 0,99 \text{ млн руб.}; \quad (5.34)$$

17) увеличение затрат на вскрышные работы в первый месяц эксплуатации карьера в новых контурах

$$\Delta 3'_s = 3'_s - 3_s = 0,99 - 0,96 = 0,03 \text{ млн руб.}; \quad (5.35)$$

18) годовое удорожание вскрышных работ от увеличения объемов вскрыши

$$\Delta 3_s^{\text{год}} = 12 \Delta 3'_s = 0,36 \text{ млн руб.}; \quad (5.36)$$

19) предполагаемый общий объем работ по ликвидации деформации борта карьера

$$V_{y6} = 9,5 \text{ млн м}^3;$$

20) себестоимость работ по ликвидации деформации борта карьера (по переменным затратам, а для скальных и полускальных пород без учета затрат на буровзрывные работы):

$$C_{y6} = 0,52 \text{ руб} / \text{м}^3;$$

21) предполагаемый объем работ в 1987 г. по ликвидации деформации борта карьера V'_{y6} (за V'_{y6} условно принимается часть оползневого клина между первоначальным проектным контуром борта и предполагаемой поверхностью обрушения), расположенная на тех горизонтах, где горные работы в 1987 г. должны выйти на новый проектный контур борта:

$$V'_{y6} = 1,9 \text{ млн м}^3;$$

22) предполагаемые затраты в 1987 г. на уборку деформировавшихся пород

$$З_{уб} = C_{уб} V_{уб} = 9 \text{ млн руб.}; \quad (5.37)$$

23) предполагаемые затраты на приведение борта карьера после уборки деформировавшихся пород в рабочее состояние с 1987 г. (восстановление берм, транспортных коммуникаций и др.)

$$З_{пр} = 0,3 \text{ млн руб.};$$

24) капитальные вложения, связанные с ликвидацией последствий деформации борта карьера,

$$K_{л} = 0,4 \text{ млн руб.};$$

25) затраты на проведение НИР и ОКР

$$K_{н} = 0,15 \text{ млн руб.}$$

Годовая народнохозяйственная экономическая эффективность мероприятия по предотвращению деформации борта карьера определяется из выражения

$$\begin{aligned} \mathcal{E} = З_{уб} + З_{пр} + E(K_{л} + K_{н}) - \Delta Z_{в}^{\text{год}} = 0,99 + 0,3 + \\ + 0,15(0,4 + 0,15) - 0,36 = 1,01 \text{ млн руб.} \end{aligned} \quad (5.38)$$

При оценке экономической эффективности мероприятий, излагаемых ниже, также исходят из предположения: «что могло бы произойти, если бы не было реализовано данное техническое решение?», иными словами, из концепции «предотвращенного ущерба».

3. *Вовлечение в эксплуатацию запасов полезного ископаемого, отнесенных к потерям.* На карьере С в результате ведения горных работ при завышенных параметрах уступов и бортов карьеров произошли многочисленные деформации горных пород. В результате на некоторых участках оставшаяся в недрах часть полезного ископаемого должна быть переведена в сверхнормативные потери. На основании проведенных исследований

выданы рекомендации и произведена корректировка проектной документации в сторону уменьшения генерального угла наклона борта карьера.

Установлено, что устойчивость борта обеспечивается при дополнительном объеме вскрышных работ 193,5 тыс. м³. Увеличенный объем вскрыши предопределяет возрастание нормы погашения горно-подготовительных работ с 2,09 до 2,25 м³/т и соответствующий рост затрат по данной статье расходов.

Изменение угла наклона борта дает возможность вовлечь в эксплуатацию в текущем году 290 тыс. т руды и получить из нее 189,5 тыс. т товарной продукции.

Себестоимость 1 т товарной продукции, полученной из руды на рассматриваемом участке, составит 11,56 руб/т.

Годовой народнохозяйственный экономический эффект от внедрения данного мероприятия определится из выражения

$$\mathcal{E} = (Ц - C) A - E_n K_n + U_n, \quad (5.39)$$

где $Ц$ – цена единицы готовой продукции (12,70 руб/т); C – себестоимость 1 т готовой продукции (1,56 руб/т); A – объем производства готовой продукции из руды, которая могла быть переведена в потери (189,5 тыс. т); E_n – нормативный коэффициент сравнительной эффективности капитальных вложений; K_n – затраты на разработку новой техники, равные затратам на выполнение научно-исследовательских работ (50 тыс. руб.); U_n – предотвращенный ущерб от сверхнормативных потерь руды в недрах:

$$U_n = C' B n, \quad (5.40)$$

где C' – ставка возмещения затрат за сверхнормативные потери руды; B – погашаемые балансовые запасы; n – коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр;

$$U_n = 62 \text{ тыс. руб.} \quad (5.41)$$

Таким образом, народнохозяйственный экономический эффект составит 270,5 тыс. руб.

4. *Предотвращение снижения качества добываемого полезного ископаемого.* На карьере Д при завышенных параметрах уступов и бортов стало возможным при ведении БВР попадание вскрышных пород в рудные уступы, приводящие к снижению качества добываемой руды. В результате проведенных исследований выданы рекомендации и произведена корректировка проектной документации в сторону уменьшения генерального угла наклона борта карьера.

Количество попадаемых в рудные уступы пород установлено следующим образом: по маркшейдерским замерам определены параметры, форма и местоположение развала вскрышных пород, попадающих на рудные уступы:

$$V_n = 49 \text{ тыс. м}^3.$$

Для предотвращения сброса пород с верхних горизонтов необходимо выполнить дополнительные вскрышные работы в объеме

$$V_d = 236 \text{ тыс. м}^3.$$

Народнохозяйственный экономический эффект этого мероприятия связан с предотвращением убытков от переработки на обогатительной фабрике разубоженной руды (или дополнительного объема руды, равного количеству пустых пород, попадающих в рудные забои).

Годовой народнохозяйственный экономический эффект от реализации данного мероприятия определится из выражения

$$\mathcal{E} = (C_1 + E_n K_1) - [C_2 + E_n (K_2 + K_n)], \quad (5.42)$$

где C_1 – полные дополнительные эксплуатационные затраты по первому (проектному) варианту, обусловленные затратами на переработку пустых пород на обогатительной фабрике ($C_1 = 363,5$ тыс. руб.); E_n – нормативный коэффициент сравнительной эффективности капитальных вложений; K_1 и K_2 – капитальные затраты соответственно по первому и второму вариантам, $K_1 = K_2 = 0$; C_2 – полные эксплуатационные затраты по второму (внедряемому) варианту, обусловленные необходимостью вы-

полнения дополнительного объема вскрышных работ (106 тыс. руб.); K_n – затраты на разработку новой техники, равные затратам на выполнение научно-исследовательских работ (30 тыс. руб).

$$\Xi = 363,5 - 106 - 0,15 \cdot 30 = 253 \text{ тыс. руб.}$$

Четыре рассмотренных случая оценки эффективности работ по разработке и внедрению противодеформационных мероприятий не исчерпывают возможные практические ситуации. Однако изложенный выше методологический подход позволит более обоснованно разрабатывать и внедрять новые прогрессивные технические решения на карьерах и разрезах.

Инструктивные и нормативные документы, регулирующие предупреждение деформаций горных пород на карьерах и разрезах

Важнейшими документами, регулирующими предупреждение деформаций горных пород на карьерах и разрезах, являются следующие.

- Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. – Л.: ВНИМИ, 1971 [20];

- Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – СПб: Минтопэнерго, РАН, ВНИМИ, 1998 [52].

Указанная Инструкция согласована со всеми промышленными министерствами и утверждена Госгортехнадзором СССР. Она включает в себя следующие главы.

- Общие положения.
- Изучение геологического строения, трещиноватости и физико-механических свойств горных массивов.
- Маркшейдерские инструментальные наблюдения.
- Упрощенные наблюдения за деформациями бортов карьеров, откосов уступов и отвалов.
- Мероприятия по обеспечению устойчивости откосов на карьерах.
- Документация нарушений устойчивости на карьерах.

Кроме основного текста Инструкция содержит 27 приложений.

- Основные понятия и термины, используемые при изучении устойчивости откосов на карьерах.
- Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условиям устойчивости бортов карьеров.
- Классификация горных пород по их устойчивости в откосах.
- Методика производства натурных испытаний сопротивления сдвигу трещиноватых пород.
- Значения коэффициента для различных пород.
- Перечень и объем лабораторных определений физико-механических свойств горных пород.
- Физико-механические свойства некоторых горных пород.
- Величины углов по поверхностям ослабления.
- Методика отбора образцов из инженерно-геологических скважин.
- Ускоренный метод определения предела ползучести горных пород.
- Схема измерения длин интервалов с использованием жестких отвесов.
- Характеристика развития оползневых деформаций откосов на карьерах.
- Лабораторные исследования деформационных свойств горных пород.
- Методика испытаний на одноосное сжатие образцов горных пород неправильной формы.
- Результаты наблюдений за процессом осыпания пород в откосах уступов.
- Ориентировочные углы наклона бортов, углы откосов уступов и отвалов.
- Методика производства буровзрывных работ при специальной заоткоске уступов в предельном положении.
- Геотехнические условные обозначения для специальных маркшейдерских планов и разрезов в масштабах 1:200–1:10 000 (открытые разработки).

- Пример заполнения паспорта обрушения.
- Пример заполнения паспорта оползня.
- Определение погрешности превышения при тригонометрическом нивелировании.
- Полевой журнал тригонометрического нивелирования.
- Полевой журнал измерения длин.
- Ведомость вычисления превышений тригонометрического нивелирования.
- Ведомость вертикальных (горизонтальных) смещений.
- Ведомость скоростей смещения реперов по направлению векторов.

- Таблица поправок за температуру для стальной рулетки.

В главе 1 «Общие положения» определяются цели комплекса работ, предусматриваемых Инструкцией, а именно:

- изучение деформаций бортов карьеров, уступов и отвалов и выявление причин их возникновения,
- установление оптимальных параметров откосов участков горных работ,
- предупреждение оползней и обрушений откосов на карьерах, разработка и применение мер, исключающих проявление деформаций, опасных для жизни людей и влекущих за собой снижение экономической эффективности горных разработок.

В Инструкции приведена типизация видов нарушения устойчивости откосов, которая включает осыпи, обрушения, оползни, просадки, оплывины и фильтрационные деформации. При выполнении наблюдений за деформациями откосов на карьерах должны соблюдаться «Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом».

Вторая глава Инструкции посвящена изучению геологического строения, трещиноватости и физико-механических свойств грунтовых массивов.

Отмечено, что основные характеристики прочности горных пород: сцепление и угол внутреннего трения должны определяться в лабораторных условиях путем испытаний на срез или трехосное сжатие однородных малогабаритных образцов, отобранных непосредственно из свежих обнажений в карьере или из инженерно-

геологических скважин в виде куска керна. Определение сопротивления сдвигу горных пород в массиве с учетом их слоистости, сланцеватости и трещиноватости производится в полевых условиях путем испытаний на срез горных пород размерами 40×60×120 см. Приведена эмпирическая зависимость для определения величины сцепления горных пород в массиве с учетом его трещиноватости.

Изучение структурных особенностей массива горных пород в соответствии с требованиями Инструкции включает в себя:

- определение направления и характера основных поверхностей ослабления;
- определение протяженности и ориентировки в пространстве основных систем трещин;
- установление интенсивности трещиноватости горных пород;
- выделение участков карьера с характерными структурными особенностями.

Третья глава посвящена организации и методике проведения инструментальных маркшейдерских наблюдений, целью которых является:

- установление границ распространения и вида деформаций горных пород;
- определение скорости и величин деформаций;
- определение критической величины смещений, предшествующих началу активной стадии, для различных инженерно-геологических комплексов;
- предрасчет развития деформаций во времени при углубке карьера.

Инструкция определяет, что в технических проектах разработки месторождений открытым способом должны содержаться проекты станций по наблюдениям за деформациями бортов карьеров. Приводятся требования к составлению проекта наблюдательной станции, включающего план станции, геологические разрезы и пояснительную записку.

Реперы наблюдательной станции закладываются по профильным линиям, перпендикулярным к простиранию борта карьера в предельном положении, в первую очередь, на менее устойчивых участках борта.

Перенос проекта наблюдательной станции в натуру производится путем построения на местности соответствующих углов и длин.

В соответствии с Инструкцией на наблюдательной станции выполняются следующие работы:

- определение величин сдвижения реперов наблюдательной станции в горизонтальной и вертикальной плоскостях по результатам инструментальных наблюдений;
- замеры ширины и протяженности трещин на земной поверхности и бермах уступов;
- соответствующие съемки, в результате которых производится пополнение планов и разрезов горных работ на каждую дату наблюдений с указанием времени производства отдельных операций горных работ (массовых взрывов, вскрышных работ и пр.).

Результаты полевых наблюдений подлежат аналитической и графической обработке.

Инструкцией регламентируется проведение упрощенных маркшейдерских наблюдений на участках, где глазомерным обследованием выявлены признаки формирующихся нарушений устойчивости откосов. Для проведения таких наблюдений закладываются временные наблюдательные станции упрощенного типа.

Анализ материалов маркшейдерских наблюдений сводится к следующему:

- выделение в бортах карьеров участков, характеризующихся одинаковыми условиями, влияющими на их устойчивость;
- установление зон максимальных растяжений и сжатий и максимальных сдвигов;
- установление типа потенциального оползня или происшедших нарушений устойчивости откосов;
- по графику изменения во времени скоростей смещения отдельных характерных реперов – определение влияния времени, времен года и производственных процессов на развитие деформаций бортов карьеров;

- установление степени опасности деформаций;
- разработка мероприятий по предотвращению развития опасных деформаций.

В четвертой главе излагаются требования к упрощенным наблюдениям за деформациями бортов карьеров, откосов уступов и отвалов. Эти наблюдения проводятся за фильтрационными деформациями и за деформациями при сейсмическом воздействии взрывов.

Пятая глава посвящена мероприятиям по обеспечению устойчивости откосов на карьерах, которые разрабатываются на основе результатов наблюдений за деформациями откосов, расчетов их устойчивости и соответствующих технико-экономических расчетов и соображений. На выполнение всех мероприятий по обеспечению устойчивости откосов на карьерах должен быть составлен специальный проект, утверждаемый главным инженером предприятия.

В шестой главе рассматриваются вопросы документации нарушений устойчивости откосов на карьерах. Инструкция регламентирует паспортизацию нарушений устойчивости откосов на карьерах. На каждое нарушение устойчивости должен составляться паспорт по единой установленной форме, который снабжается комплектом графической документации согласно приложениям 19, 20 к Инструкции.

В паспорте излагаются принятые меры для ликвидации последствий нарушения устойчивости откоса или для предотвращения его дальнейшего развития и указываются должностные лица, принимавшие участие в выяснении причин нарушения устойчивости откоса и разработке мер по ликвидации его последствий.

Инструкция сыграла весьма положительную роль в создании системы мер по предотвращению деформаций карьерных откосов.

Другим нормативным документом в этой сфере, как было отмечено ранее, явились Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. Правила включают следующие разделы.

Общие положения:

- Обозначения.
- Факторы, влияющие на устойчивость бортов разрезов.
- Обеспечение устойчивости откосов на угольных разрезах.
- Основные понятия и термины, используемые при оценке устойчивости откосов на разрезах.
- Методы определения максимальных параметров устойчивых бортов разрезов.
- Выбор расчетных показателей.
- Оценка устойчивости бортов по их деформациям.
- Инженерно-технические мероприятия, повышающие устойчивость бортов разрезов.
- Устойчивость отвалов.

Кроме основного текста Правила содержат 20 приложений, в которых рассматриваются:

- Определение предельных параметров устойчивых бортов разрезов и уступов в однородном массиве горных пород (при отсутствии неблагоприятно ориентированных естественных поверхностей ослабления).

- Расчет устойчивости плоских откосов в условиях, когда сопротивление сдвигу не может быть представлено отдельно показателями C и φ (пластичные породы).

- Определение максимальной высоты устойчивых плоских откосов при заоткоске их по наложению ($\alpha = \beta$).

- Расчет максимальных параметров устойчивых плоских откосов при наклонном и крутом падении слоев в сторону выработанного пространства при условии $\alpha < \beta < 70^\circ$.

- Определение максимальных параметров устойчивых откосов при пологом залегании естественных поверхностей ослабления при $\beta < \varphi^1$, $\beta < 25^\circ$.

- Схема оценки влияния на устойчивость бортов криволинейности контура разреза в плане при наклонном и крутом залегании слоев пород.

- Расчеты устойчивости откосов в нетиповых горно-геологических условиях.

- Схемы деформирования прибортового массива горных пород.

- Приближенная оценка состояния устойчивости бортов разрезов по наблюдаемым смещениям однородных прибортовых массивов.

- Примеры прогноза смещений земной поверхности прибортовой зоны разреза.

- Схема проходки разрезной траншеи спаренными драглайнами.

- Схемы вскрытия и разработки мульд, благоприятные для устойчивости рабочих бортов.

- Схемы заоткоски уступов.

- Способы укрепления откосов.

- Классификация горных пород по дренируемости.

- Расчетные параметры устойчивых отвалов для типовых схем отвалообразования.

- Физико-механические свойства горных пород угольных месторождений.

- Физико-механические свойства отвальных пород.

- Оценка устойчивости уступов и бортов, подработанных подземными горными работами.

- Устойчивость откосов в многолетнемерзлых породах.

В разделе 1 «Обозначения» приведены все обозначения, используемые при дальнейшем изложении материала.

Раздел 2 «Факторы, влияющие на устойчивость бортов разрезов» содержит описание четырех групп факторов: инженерно-геологических, гидрогеологических, физико-географических и горно-технических.

Необходимо отметить, что этот раздел содержит неточные формулировки, связанные с неправильной трактовкой понятий «факторы» и «условия». В данном случае условия – это совокупность естественно-природных особенностей массива горных пород. Их влияние на геомеханические процессы, как правило, не претерпевает существенных изменений во времени. Под фактором (от лат. *factor* – делающий) понимают причину, движущую силу (воздействие) какого-либо процесса, определяющую

его характер или отдельные черты. В связи с вышеизложенным приведенную в разделе классификацию факторов, в которой факторы отождествляются с условиями, нельзя признать корректной.

В третьем разделе «Обеспечение устойчивости откосов на угольных разрезах» приведены типовые схемы расчета устойчивости бортов разрезов для следующих горно-геологических условий прибортового массива:

- отсутствие неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления;
- наличие естественных поверхностей ослабления, влияющих на устойчивость бортов;
- крутое и вертикальное залегание слоев.

Кроме того, в этом разделе приведена классификация слоистых массивов горных пород по их склонности к деформациям в бортах карьеров, в которой проанализированы условия и причины возникновения деформаций уступов и бортов для различных углов падения слоев β :

- крутое моноклиальное складчатое строение (β в пределах $60-90^\circ$);
- наклонное моноклиальное, мульдообразное залегание (β в пределах $25-60^\circ$);
- пологое, горизонтальное слабоволнистое залегание (β в пределах $0-25^\circ$).

Четвертый раздел содержит определения свыше 70 основных понятий и терминов, используемых при оценке устойчивости откосов на разрезах. Следует отметить, что содержание этого раздела вызывает определенные замечания. Прежде всего это касается отсутствия определений понятий: глубинный репер, исходный репер, опорный репер и рабочий репер. Не дано определение того, что следует понимать под «параметрами устойчивых бортов разрезов», а ведь это понятие достаточно широко используется в Правилах.

В пятом разделе содержится описание методов расчета устойчивости откосов горных пород. Приводятся схемы расчета для следующих случаев:

- при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления,
- для слоистой толщи,
- с учетом криволинейности откосов в плане.

В шестом разделе приводятся рекомендации по выбору расчетных показателей. Здесь речь идет о выборе расчетных показателей сцепления и угла внутреннего трения, а также коэффициента запаса устойчивости откоса.

Седьмой раздел содержит рекомендации по оценке устойчивости бортов разрезов по наблюдаемым деформациям.

В восьмом разделе приведено описание инженерно-технических мероприятий, повышающих устойчивость бортов разрезов. Здесь рассматриваются схемы вскрытия и конструкции бортов разрезов в лежащем боку, рациональные по условию устойчивости откосов, а также схемы контурного взрывания для защиты массива горных пород от разрушения.

Девятый раздел посвящен проблеме устойчивости отвалов, размещенных в различных горно-геологических условиях, а также нагруженных горно-транспортным оборудованием.

Несмотря на отмеченные недостатки, Инструкция и Правила являются весьма полезными документами, направленными на организацию работ по предупреждению деформаций уступов, бортов карьеров и отвалов.

ГЕОМЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ (ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ)

Если у Вас ничего не получается
с самого начала –
попробуйте почитать инструкцию.
Неизвестный автор

6.1. СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

При разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом в задачу геомеханики входит решение вопросов управления давлением и сдвижением горных пород, взаимодействия массива горных пород с крепями и обделкой горных выработок, охраны зданий и сооружений, попадающих в зону влияния горных работ, устойчивости целиков и выработанных пространств, предотвращения катастрофических прорывов воды в горные выработки, борьбы с динамическими проявлениями горного давления – горными ударами, внезапными выбросами. Значительная часть этих вопросов решается на основании закономерностей и параметров сдвижения горных пород, установленных в различных горно-геологических условиях разработки месторождений полезных ископаемых. Наиболее полно изучены процессы сдвижения горных пород и земной поверхности при разработке месторождений со слоистым строением толщи пород. Благодаря многочисленности таких месторождений, относительной простоты их залегания и высокой степени изученности, для них удалось разработать достаточ-

но надежные инженерные методы расчета деформаций горных пород и земной поверхности. Для прогноза деформаций на остальных месторождениях в большинстве случаев пользуются приближенными эмпирическими зависимостями. Чаще всего при разработке таких месторождений ограничиваются определением зон влияния горных работ на земную поверхность и подземные выработки, что необходимо для построения предохранительных, барьерных и других целиков.

Такое положение объясняется также применяемыми системами разработки рудных месторождений. Так, при достаточно распространенной камерно-столбовой системе разработки оседания земной поверхности при устойчивых целиках не превышают обычно 20–30 мм, т.е. не достигают величин, представляющих опасность для подрабатываемых объектов. И наоборот, при разрушении целиков на земной поверхности образуются провалы, вызывающие разрушение любых подрабатываемых объектов. Поэтому расчет деформаций земной поверхности не имеет практического смысла ни в первом, ни во втором случае. Отсюда задачи по охране объектов, расположенных на земной поверхности, от вредного влияния горных разработок в этих условиях сводятся к определению вероятности образования провалов и их местоположения. Пути решения таких задач рассмотрены ниже. Там же приведены предложения отдельных ученых по прогнозу сдвижений земной поверхности в аномальных условиях развития деформационных процессов. Однако основное внимание в настоящем разделе уделено рассмотрению вопросов сдвижения горных пород и земной поверхности при подземной разработке месторождений в условиях типового развития деформационных процессов, охватывающих более 80 % встречающихся на практике случаев.

6.1.1. Общие сведения о процессе сдвижения горных пород и земной поверхности

Проведение выработок в угольных пластах, рудных залежах и других полезных ископаемых нарушает равновесие горных пород, в результате чего последние деформируются и сдвигают-

206

ся. Обычно сдвижение пород достигает земной поверхности, и она также претерпевает деформации.

Сдвижение горных пород может происходить и под влиянием тектонических процессов, выщелачивания, водопонижения, изменения механических свойств пород (при увлажнении или же обезвоживании) и других причин.

Таким образом, под сдвижением горных пород и земной поверхности понимают их перемещение и деформирование в результате нарушения равновесия пород под влиянием горных разработок или различных естественных (природных) процессов.

При разработке месторождений слоистого строения сдвижение пород начинается обычно с прогиба кровли выработок, пройденных по пласту или залежи полезного ископаемого. По мере увеличения площади выработанного пространства прогиб пород растет, в сдвижение вовлекается все большее число слоев, происходит сдвиг пород по плоскостям напластования, в толще появляются секущие трещины и трещины расслоения, при этом слои непосредственной кровли разбиваются обычно на отдельные блоки и обрушаются.

Под влиянием горных работ в движение приходят также породы почвы, испытывающие поднятие. Поднятие почвы и выдавливание ее в сторону выработанного пространства объясняется снятием с нее нагрузки от вышележащих пород и перераспределением горного давления.

В процессе сдвижения происходит изменение объема пород: в зоне повышенного (опорного) давления породы уплотняются, а в зоне обрушения разрыхляются. Разрыхленная порода, увеличиваясь в объеме, заполняет выработанное пространство и создает подпор вышележащим слоям.

Инструментальные наблюдения за сдвижением толщи горных пород и земной поверхности показывают, что изменение напряженного состояния и сдвижение породного массива, вызываемые подземными горными работами, распространяются на значительные расстояния, нередко в несколько раз превышающие размеры выработок.

Часть породного массива, подвергнувшись сдвигению под влиянием горных разработок, принято называть областью сдвига горных пород, а соответствующую часть земной поверхности – мульдой сдвига (рис. 6.1).

Вертикальные сечения мульды по простиранию и вкrest простирания пласта, проходящие через точки с максимальным оседанием земной поверхности, называют главными сечениями мульды сдвига.

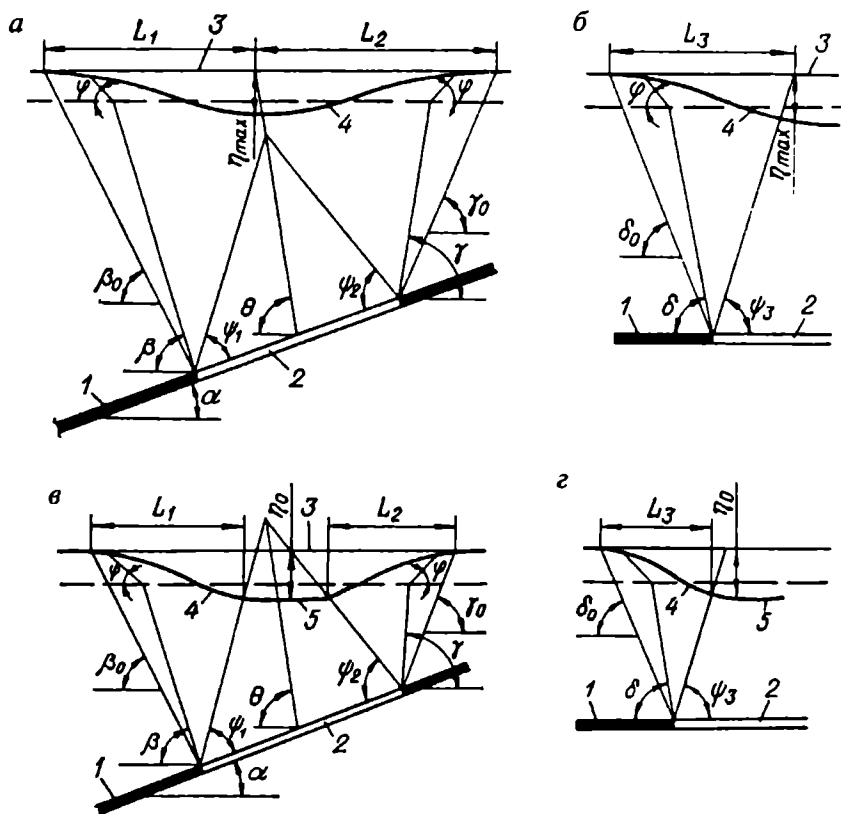


Рис. 6.1. Главные сечения мульды сдвига вкrest простирания (а, в) и по простиранию (б, г) при неполной (а, б) и полной (в, г) подработке:

1 – полезное ископаемое; 2 – выработанное пространство; 3 – земная поверхность до подработки; 4 – муфта сдвига; 5 – участок с «плоским дном»

Границы мульды сдвижения определяются граничными углами. Это внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды горизонтальной линией и линиями, соединяющими границы выработанного пространства с граничными точками сдвижения (в качестве которых принимают обычно точки, получившие оседания 10–15 мм или наклоны и горизонтальные деформации $0,5 \cdot 10^{-3}$). Различают граничные углы по простиранию β_0 , по падению β_0 и по восстанию γ_0 пласта или залежи.

Углы, образованные с горизонтом линиями, соединяющими границы горных работ и внешние границы зоны опасных деформаций, носят название углов сдвижения. Определяют их так же, как и граничные углы (на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения). Различают углы сдвижения в коренных породах и наносах.

При определенном соотношении размеров выработанного пространства и глубины разработки в мульде сдвижения образуется плоское дно, т.е. участок с максимально возможными оседаниями при данной мощности и угле падения пласта (залежи). На этом участке сдвижения носят в основном равномерный характер. Условия, при которых в мульде сдвижения образуется плоское дно, принято называть полной подработкой земной поверхности.

Границы плоского дна определяются углами полных сдвижений ψ_1 , ψ_2 и ψ_3 . При неполной подработке положение точки, имеющей максимальное оседание, определяется углом максимального оседания Θ .

Сдвигения точек земной поверхности, возникающие под влиянием горных разработок, могут иметь разные значения и направления. Принято вертикальную составляющую вектора перемещения точки поверхности называть оседанием и обозначать η . Соответственно горизонтальные составляющие называют горизонтальными сдвигениями и обозначают ξ (в направлении вкрест простирания) и ζ (по направлению простирания).

В условиях неполной подработки максимальное оседание наблюдается, строго говоря, в одной точке мульды сдвижения и

обозначается $\eta_{\max}$, а при полной подработке значения максимальных оседаний характерны для множества точек плоского дна, они обозначаются η_0 .

В мульде сдвижения выделяют зону опасных деформаций, за пределами которой деформации не превышают следующих критических значений: наклоны мульды сдвижения $i = 4 \cdot 10^{-3}$, кривизна $K_p = 2 \cdot 10^{-4} \text{ м}^{-1}$; горизонтальные деформации $\epsilon = 2 \cdot 10^{-3}$.

В зависимости от условий разработки деформации горных пород и земной поверхности носят плавный или же сосредоточенный характер. Концентрация деформаций на отдельных участках вызывает образование в толще пород и на земной поверхности трещин и уступов, оказывающих крайне неблагоприятное влияние на подрабатываемые объекты. Иногда на земной поверхности образуются провалы. В условиях горизонтального и пологого залегания пластов трещины, уступы и провалы возникают при отработке мощных залежей полезного ископаемого на небольших глубинах. Провалы появляются и на выходах под наносы крутопадающих пластов средней мощности.

При разработке свит пластов наклонного, и особенно крутого, падения трещины и уступы могут образоваться практически при любой известной глубине разработки. Так, на шахте «Кочегарка» (Донбасс) уступы на земной поверхности наблюдались при глубине разработки около 900 м.

Образуются уступы преимущественно в зоне растяжения (в полумулде по падению пластов L_1) и бывают двух видов (рис. 6.2): прямые (обращенные в сторону выхода пласта) и обратные (обращенные в противоположную сторону). Прямые уступы образуются в условиях крутого падения, когда слои крепких пород зависят или сдвигаются меньше, чем слои слабых пород. При этом обычно появляются трещины значительной ширины. Обратные уступы образуются под действием касательных напряжений, возникающих по плоскостям напластования при изгибе слоев. Как правило, сдвиг происходит по прослойкам, имеющим значительно меньший коэффициент трения, чем остальные коренные породы. При обратных уступах в большинстве случаев трещины наблюдаются не в коренных породах, а в наносах.

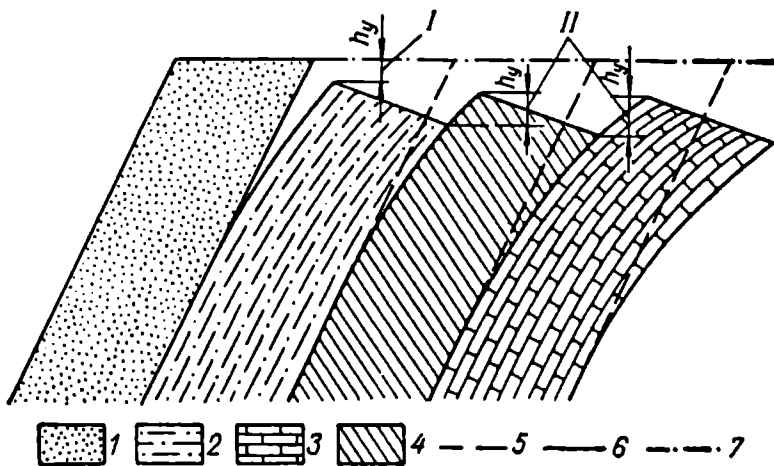


Рис. 6.2. Виды уступов на земной поверхности, образующихся при разработке крутопадающих пластов:

I – прямой уступ; *II* – обратные уступы; 1 – песчаник; 2 – песчаный сланец; 3 – известняк; 4 – глинистый сланец; 5 – слои горных пород до деформирования; 6 – слои горных пород после деформирования; 7 – земная поверхность до деформирования

Для месторождений с неслоистым залеганием пород методы расчета сдвижений и деформаций, отвечающие в должной мере потребностям практики, пока еще не разработаны. Это объясняется прежде всего тем, что напряженное состояние на большинстве таких месторождений сугубо индивидуально и на современном этапе пока не изучены условия и закономерности его формирования. Поэтому данные о параметрах геомеханических процессов при разработке таких месторождений получают обычно путем непосредственных измерений, т.е. эмпирическим методом. Поскольку наиболее существенное влияние на сдвижение массива горных пород в этих условиях оказывает тектоническое поле напряжений, то и процесс сдвижения на каждом месторождении также имеет индивидуальный характер. В практике горного дела ограничиваются, как правило, определением угловых параметров, необходимых для построения предохранительных целиков. При этом характерно, что при одних и тех же размерах и формах выработанного пространства, крепости и структуре пород и других влияющих факторах, определяющих

обычно значения этих параметров, граничные углы, углы сдвига и углы разрывов на разных месторождениях могут существенно отличаться. Так, проф. А.Д. Сашурин приводит примеры неестественного выполаживания граничных углов и углов сдвига на Северопесчанском железорудном месторождении, на рудных месторождениях Урала, Кривого Рога и Горной Шории.

Детальные исследования изменения напряженно-деформированного состояния налегающей породной толщи с точки зрения общей схемы сдвига горных пород при камерно-столбовой системе разработки, вызванного разрушением междуканальных целиков (МКЦ), проведены проф. В.И. Борщом-Компанийцем и проф. А.Б. Макаровым [7]. Они показали, что после разрушения МКЦ и обрушения горных пород в пределах свода вышележащая толща сохраняет устойчивость за счет сил собственного сопротивления. Образуется арочная конструкция, замком свода которой является зона концентрации минимальных субгоризонтальных составляющих напряжений, расположенная над областью обрушения, а пятнами свода — МКЦ, прилегающие к зоне разрушения. Таким образом, выход из строя несущих элементов системы разработки, способных предотвратить или свести к минимуму вертикальные перемещения налегающей толщи пород, приводит к формированию в ней новой несущей конструкции — свода, устойчивость которого обеспечивается вследствие самозаклинивания в замке. Для осуществления самозаклинивания свода породы налегающей толщи должны переместиться в направлении центра ослабленной зоны и опереться на устойчивые МКЦ, под действием нагрузки на которые массив горных пород в пятах свода сдвигается от центра тяжести ослабленной зоны. Смещения, достаточные для самозаклинивания свода, составляют миллиметры. Таким образом, возникновение зоны аномальных по направлению горизонтальных перемещений над устойчивыми МКЦ представляет собой проявление арочного эффекта в пятах свода.

Проявление арочного эффекта заключается и в возникновении крутящего момента в толще горных пород, расположенной между зонами концентрации минимальных главных напряжений над областью обрушения и над устойчивыми МКЦ, обладаю-

щими противоположными направлениями перемещений. Под воздействием крутящего момента в этой промежуточной зоне происходит приподнятия слоев горных пород, уравнивающее зависание и самозаклинивание толщи в замке свода. Аналогом данного процесса являются противоположные перемещения плечей рычага с центральной точкой опоры. Уравнивающее приподнятия, расположенное между двумя зонами концентраций напряжений в толще пород, накладывается на общее оседание налегающей толщи, обусловленное приростом продольных деформаций МКЦ, находящихся в устойчивом состоянии вследствие перераспределившегося на них опорного давления. Нейтральной линией (аналогом точки опоры рычага), разделяющей зоны противоположного по направлению проявления аточного эффекта, является линия, оконтуривающая зону разгрузки максимальных главных напряжений над ослабленным участком. Суперпозиция оседания и приподнятия горных пород в промежуточной области обуславливает аномальное изменение вертикальных перемещений. Если глубина горных работ не превышает пролета выработанного пространства, а жесткость МКЦ достаточно велика, то суммарные вертикальные перемещения в промежуточной толще могут изменить свой знак на противоположный, что означает поднятие. Как правило, эффект поднятия наблюдается на поверхности в краевых частях мульды сдвижения при переходе за жесткие опоры типа барьерных целиков или кромки залежи.

Анализируя устойчивость аточной конструкции в виде свода обрушения, можно отметить, что ее состояние после обрушения горных пород в пределах свода зависит от сохранности замка и пят свода. Для обеспечения устойчивости пят свода необходим достаточный резерв прочности МКЦ, а устойчивость замка свода определяется структурной нарушенностью массива горных пород, поэтому в зоне заклинивания свода не должно быть крупных тектонических нарушений или ранее отработанных рудных залежей. В противном случае самозаклинивание свода не происходит, и обрушение развивается на большую мощность.

Большое значение при выборе мер охраны подрабатываемых объектов имеет характер развития процесса сдвижения во времени. Период, в течение которого земная поверхность над выработанным пространством находится в состоянии сдвижения, принято называть общей продолжительностью процесса сдвижения. Она делится на три стадии: начальную, интенсивную и затухания.

Начальная стадия занимает около 30 % общей продолжительности процесса сдвижения. Оседание земной поверхности за этот период достигает $0,15 \eta_{\max}$.

Интенсивная стадия начинается при подходе забоя непосредственно под рассматриваемую точку. Она занимает около 40 % общей продолжительности процесса сдвижения. За этот период земная поверхность оседает до $0,7 \eta_{\max}$.

Стадия затухания охватывает период, равный примерно 30 % общей продолжительности процесса сдвижения. Заканчивается эта стадия, как правило, при отходе забоя от рассматриваемой точки на расстояние $(1,2+1,4) H$, где H – глубина выработки от поверхности.

Из общей продолжительности процесса сдвижения обычно выделяют период опасных деформаций, т. е. период, в течение которого наиболее вероятно появление повреждений в подрабатываемых объектах. Нередко его связывают со скоростью оседаний земной поверхности. Так, в ряде нормативных документов под периодом опасных деформаций понимают промежуток времени, в течение которого земная поверхность оседает со скоростью не менее 50 мм в месяц при пологом и наклонном залегании пластов или рудных тел и не менее 30 мм в месяц в условиях крутого залегания. При такой формулировке понятие «период опасных деформаций» является несколько условным, поскольку оно не увязано с конструктивными и эксплуатационными особенностями подрабатываемых объектов. Тем не менее замечено, что во многих сооружениях существенные деформации появляются именно в этот промежуток времени. Поэтому, несмотря на условность такого понятия в указанной формулировке, оно получило широкое распространение.

6.1.2. Область и зоны сдвижения горных пород над и под очистными выработками

Под влиянием горных работ в слоистом массиве горных пород образуется несколько зон, отличающихся по характеру и степени деформирования пород. Количество этих зон зависит от горно-геологических и горно-технических условий разработки месторождения, сложности решаемых задач, степени изученности деформационных процессов и других факторов. Чем сложнее задачи и выше степень изученности деформационных процессов, тем детальнее составляются схемы сдвижения и на большее число зон разбивается деформированный массив. Современное состояние изученности вопроса позволяет выделить в деформирующемся массиве три области и 16 зон (в условиях крутых пластов 17 зон), отличающихся особенностями, свойственными только для этих зон (рис. 6.3).

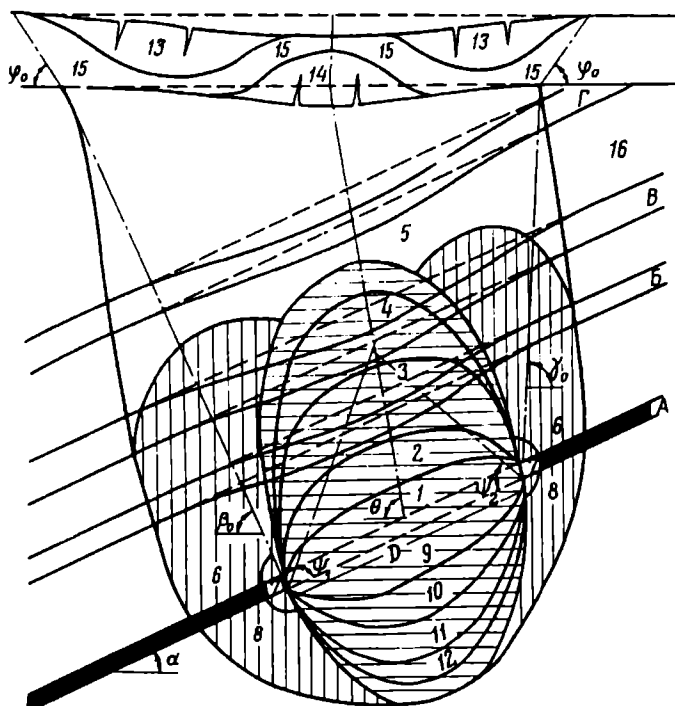


Рис. 6.3. Схема сдвижения горных пород при разработке пластов

Первая область – область разгрузки характеризуется пониженными, по сравнению с нетронутым массивом, нормальными напряжениями, действующими перпендикулярно напластованию. Она располагается над и под выработанным пространством (на рисунке область разгрузки заштрихована горизонтальными линиями) и имеет в сечении форму двух полуэллипсов, общая ось которых равна ширине очистной выработки D . Величины полуосей, характеризующих полуэллипсы в подработанной и надработанной частях массива, определяются размерами очистной выработки, углом падения и вынимаемой мощностью пласта, глубиной разработки и способом управления горным давлением, литологическим строением и механическими свойствами горных пород. В условиях разработки тонких и средней мощности пологих пластов величина полуоси в подработанной толще колеблется обычно в пределах от $0,7D$ до $1,2D$, но редко превышает 250 м, а в надработанной толще она составляет примерно 30–40 % от величины полуоси в подработанной толще. С увеличением угла падения пород величина полуоси в подработанной толще уменьшается, а в надработанной увеличивается. При угле падения 90° полуэллипсы в подработанной и надработанной толщах становятся одинаковыми. Горные породы в зоне разгрузки расширяются и смещаются в стороны выработанного пространства. По мере удаления от этого пространства степень расширения пород уменьшается. Расширение пород происходит как за счет упругого восстановления, так и за счет расслоения пород с образованием полостей зависания. При подработке явление расслоения и зависания пород играет важную роль в общем процессе разуплотнения массива и поэтому весь процесс имеет явно выраженный дискретный характер. Наибольшая неравномерность деформаций наблюдается на контактах слоев разной прочности, особенно, если слой, имеющий большую жесткость, залегает над легко прогибающимся или обрушающимся слоем. При надработке полости расслоения образуются редко и преимущественно при больших углах падения пластов.

Вторая область – область повышенного горного давления (ПГД) или, как часто ее называют, область опорного давления граничит с областью разгрузки и располагается над и под нетронутым массивом полезного ископаемого или над и под оставленным в нем целиком (на рисунке область ПГД заштрихована вертикальными линиями). В этой области нормальные к плоскости напластования напряжения больше, чем в нетронутом массиве. Параметры области опорного давления зависят от глубины горных работ, механических свойств пород, мощности и угла падения пласта, размеров и конфигурации выработанного пространства и ряда других факторов. Ширина области опорного давления в плоскости пласта по данным наблюдений колеблется обычно в пределах от $0,1H$ до $0,3H$ (где H – глубина горных работ). Большой диапазон изменения этой ширины объясняется не только чувствительностью ее к ряду влияющих факторов, но и различием методов ее определения и условностью критериев, по которым устанавливается граница области опорного давления. В одних случаях за границу области опорного давления принимают точки, в которых горное давление равно начальной величине, например $\gamma \cdot H$ (где γ – объемный вес налегающих пород), или они отклоняются от этой величины не более чем на 5 %; в других – принимают точки, скорость смещения которых равна скорости смещения в подобных выработках, проведенных в нетронутом массиве, и т.д. Часто область опорного давления определяют по ее проявлению в подготовительных и капитальных выработках, попадающих в зону влияния очистных работ. Поскольку жесткость крепей в этих выработках различная, степень влияния опорного давления в них проявляется по-разному. Поэтому из общей области иногда выделяют область вредного влияния, которая определяется с учетом жесткости крепи и условий эксплуатации выработки.

Во многих инженерных расчетах ширину области опорного давления L связывают с величиной граничного угла. Так, при определении ее размеров в условиях горизонтального залегания пластов пользуются выражением

$$L = H \cdot \operatorname{ctg} \delta_0, \quad (6.1)$$

где δ_0 – граничный угол [53].

Согласно этому выражению ширина области опорного давления при постоянном значении граничного угла находится в линейной зависимости от глубины горных работ. Такое допущение справедливо только при небольшом диапазоне изменения глубин. В общем случае эта зависимость нелинейна.

Опорное давление распространяется в породы кровли и почвы пласта. Вниз оно распространяется на расстояние, равное примерно ширине области опорного давления в плоскости пласта, а вверх – на высоту, превышающую это расстояние в 1,2–1,5 раза. Проявление опорного давления наблюдалось в породах кровли на расстоянии 170 м от пласта и в породах почвы – на расстоянии 110 м. При наличии целиков в выработанном пространстве эти расстояния существенно увеличиваются и достигают 250 м в породах кровли и 150 м в породах почвы.

Третья область – область полных сдвижений характеризуется перемещением слоев параллельно своему первоначальному положению. Векторы сдвижения в этой области направлены по нормали к напластованию и имеют наибольшие для данных условий (мощности и угол падения пласта, способ управления горным давлением и т.д.) значения. Слои горных пород после окончания процесса сдвижения получают опору на почве вынимаемого пласта. Область полных сдвижений располагается над выработанным пространством и оконтуривается на вертикальном разрезе вкрест простираения пластов (см. рис. 6.3) линиями, проведенными от границ выработанного пространства под углами полных сдвижений ψ_1 и ψ_2 . Углы полных сдвижений зависят от углов падения пластов и от того, в каком месте находится очистная выработка по отношению к старым выработкам. Если прежние работы вели ниже (по падению) действующей очистной выработки, то угол ψ_1 становится круче, а угол ψ_2 положе, чем при первичной подработке. И наоборот, если работы вели выше (по восстанию), угол ψ_1 выполаживается, а угол ψ_2 становится круче. Значения углов полных сдвижений приведены в «Правилах охраны сооружений...» [53].

В зоне I, расположенной непосредственно над очистной выработкой, породы наиболее деформированы и разделены на отдельные куски и мелкие блоки. Она обычно носит название

зоны обрушения. В практике горного дела высоту этой зоны принимают равной $(3+6)t$, где t – вынимаемая мощность пласта.

Зона 2, прилегающая к зоне обрушения, характеризуется развитием в прогибающихся слоях нормально секущих трещин и трещин расслоения, разбивающих массив на крупные блоки и образующих систему сквозных водо- и газопроводящих каналов с малым аэродинамическим сопротивлением, не оказывающим влияния на прохождение по каналам растворов и газов. Эту зону целесообразно называть зоной разломов.

В зоне 3 секущие трещины, идущие от верхней и нижней поверхностей изгибающегося слоя, достигают трещины расслоения и создают систему водо- и газопроводящих трещин со значительным аэродинамическим сопротивлением, которое растет пропорционально удалению их от разрабатываемого пласта. Третью зону можно назвать зоной активных трещин.

В зоне 4 деформации растяжения, вызванные изгибом слоя, достигают критических значений в волокнах, прилегающих к верхней и нижней поверхностям слоя. Чем ближе слой расположен к горным работам, тем глубже распространяются в нем критические деформации и тем большее число волокон рвется. Одновременно под влиянием касательных напряжений, вызываемых изгибом слоя, в нем появляются деформации сдвига и зарождаются трещины расслоения. Но поскольку протяженность этих трещин и глубина секущих трещин в четвертой зоне невелики, сквозной водо- и газопроводящей системы трещин в этой зоне не образуется. Зоне 4 подходит название зоны локальных трещин.

Зона 5 характеризуется прогибом пород без разрыва их сплошности. Ей соответствует название зоны плавного прогиба.

Зоны 6 и 7 находятся в области повышенного горного давления, при этом в зоне 6 преобладают упругие деформации, а в зоне 7 – неупругие (необратимые). Зона 6 обычно называется зоной опорного давления, так как для ее описания используются те же характеристики, что и для области опорного давления. Зону 7 условно называют зоной предельно-напряженного состояния, хотя деформации у обнажения являются, как правило, за-

предельными. В этой зоне [48] материал проходит все стадии деформации – от значительного всестороннего сжатия на границе с зоной упругих деформаций до сильного разрыхления вблизи от обнажения. При этом основные необратимые деформации происходят по природным системам трещин, что сопровождается подвижками по поверхностям структурных элементов. В меньшей степени и преимущественно непосредственно у забоя происходит рост и раскрытие трещин, параллельных обнаженной поверхности.

Перечисленные зоны (за исключением зоны 7) находятся в подработанной толще пород. Зона 7 распространяется как на подработанную, так и на надработанную толщу, но в основном она проявляется в самом разрабатываемом пласте. В надработанной толще имеется пять зон (зона обрушения отсутствует), при этом зоны 8–12 по своим качественным характеристикам соответствуют зонам 2–6 подработанной толщи, но все зоны, образующиеся в надработанной толще, расположены ближе к разрабатываемому пласту, чем к подработанной толще.

В прилегающем к земной поверхности слое (или пачке слоев, деформирующихся, как одно целое) в результате изгиба образуются зоны растяжения и зоны сжатия, при этом зоны растяжения изолированы друг от друга, а зоны сжатия практически сливаются.

Зона 13 характеризуется максимальным растяжением верхних волокон изгибающегося слоя (пачки слоев) и постепенным затуханием растяжений от верхних волокон к нижним; зона 14, наоборот, – максимальным растяжением нижних волокон этого слоя (пачки слоев) и постепенным затуханием растяжений от нижних волокон к верхним. В зоне 15 происходит сжатие слоя (пачки слоев). Эта зона включает в себя практически сливающиеся участки, в которых вследствие изгиба возникает сжатие вдоль слоя (пачки слоев). Степень затухания сжатий здесь так же, как и в зонах растяжений, уменьшается от поверхности слоя (пачки слоев) в глубь его.

При определенных углах падения пород происходит сползание слоев (преимущественно по плоскостям напластования) и

в толще появляется зона 16, располагающаяся преимущественно в кровле пласта. В условиях крутого (реже наклонного) залегания слоев она распространяется и в сторону почвы пласта.

В зависимости от условий разработки, способов управления кровлей и других влияющих факторов, число и местоположение зон может отличаться от приведенной выше схемы. Так, при закладке выработанного пространства или при управлении кровлей способом плавного опускания зона обрушений, как правило, отсутствует, и непосредственно над выработанным пространством располагаются зоны разломов и трещин. При малой вынимаемой мощности пласта и пластичных вмещающих породах могут отсутствовать также зоны разломов и трещин. В тех случаях, когда над пластичными слоями залегают хрупкие породы, зоны трещин могут получить развитие и над зоной плавного прогиба.

Состояние зданий, сооружений, горных выработок и природных объектов, а также степень дегазации угольных пластов определяются тем, в какую зону деформирования они попадают. Изменяя порядок ведения горных работ, способ управления горным давлением, размеры и взаимоположение очистных выработок, вынимаемую мощность пласта, скорость подвигания очистного забоя и другие параметры горных работ, можно регулировать развитие деформационных и дегазационных процессов и местоположение зон деформирования. Это особенно важно при подработке водных объектов, в том числе подземных водоносных горизонтов и затопленных выработок, поскольку от того, в какую зону попадает водный объект, полностью зависит исход его подработки. Так, при попадании водного объекта в 1-ю и 2-ю зоны происходит катастрофический прорыв воды с полным затоплением горных выработок. Если водный объект попадает в зону 3, то происходит интенсивное увеличение притока воды в горные выработки, при этом степень интенсивности притока находится в обратной зависимости от соотношения M/m , где M – расстояние от кровли выработки до почвы водного объекта. В случае попадания водного объекта в зону 4 существенного увеличения притока воды в горные выработки, как правило, не

происходит. Небольшой дополнительный приток наблюдается иногда из-за повышения водопроницаемости массива за счет разуплотнения горных пород. Из водных объектов, расположенных в зоне 5, вода в выработки не поступает.

6.1.3. Основные факторы, влияющие на процесс сдвижения горных пород

Влияние на напряженно-деформированное состояние массива горных пород и происходящие в нем геомеханические процессы оказывают, как отмечалось выше (глава 1), условия и факторы. Условия создаются природой, и изменить их искусственным путем не представляется возможным. Изменение технологических факторов подвластно воле человека. Поэтому, воздействуя на них, можно управлять геомеханическими процессами. Рассмотрим каждую из указанных групп отдельно.

К управляемым (технологическим) факторам относятся следующие.

Скорость подвигания очистной выработки в значительной мере определяет продолжительность и интенсивность развития геомеханических процессов. Изменяя скорость подвигания, можно регулировать сроки и продолжительность отдельных стадий процесса сдвижения, что существенно при подработке объектов, в эксплуатации которых имеются перерывы. Особенно важно знать продолжительность и скорость процесса сдвижения при установлении сроков и частоты ремонта подрабатываемых железнодорожных путей.

Порядок ведения горных работ и взаимное расположение выработок существенно влияют на параметры и характер геомеханических процессов. Первая очистная выработка изменяет напряженное состояние толщи горных пород, вызывает образование в ней зон повышенного и пониженного давления, секущих трещин и полостей расслоения. В зависимости от того, в какие зоны попадают последующие очистные выработки, угловые параметры могут быть круче или положе, значения деформаций больше или меньше обычных и т.д. При расположении границ

выработок в свите пластов примерно в одной вертикальной плоскости края мульды сдвижения получают наиболее крупными с максимальным развитием деформаций. Чем больше смещены границы выработок, тем ближе края мульды сдвижения и меньше деформации. При определенном взаимном расположении очистных выработок на отдельных участках может происходить компенсация растяжений, вызванных одной выработкой, сжатиями от другой, кривизны выпуклости – кривизной вогнутости, положительного наклона – отрицательным и т.д.

Разрыв во времени между отработкой пластов определяет интенсивность геомеханических процессов: чем меньше этот разрыв, тем более бурно протекает процесс.

Размеры выработанного пространства оказывают (до определенного предела) существенное влияние на оседания и абсолютные сдвигения и в меньшей степени – на относительные деформации. В условиях полной подработки изменение размеров выработанного пространства не оказывает влияния ни на значения сдвигения и деформаций, ни на характер процесса сдвигения. Существенного влияния размеров выработанного пространства на угловые параметры процесса сдвигения не замечено.

Целики в выработанном пространстве заметно влияют на напряженно-деформированное состояние массива горных пород и распределение деформаций в мульде сдвижения. При удачном соотношении целиков и камер деформации горных пород могут не проявиться на земной поверхности, и наоборот, при неудачном соотношении над целиками происходит концентрация деформаций. В толще горных пород целики вызывают местные повышения напряжений.

Вынимаемая мощность пласта (залежи) и способ управления горным давлением относятся к числу основных факторов, определяющих высоту распространения зон сдвижения и деформаций горных пород и земной поверхности, поскольку посредством этих факторов регулируют осадку кровли. Установлено, что максимальные значения оседаний, деформаций и скоростей сдвижения находятся в прямой пропорциональной зави-

симости от вынимаемой мощности пласта (залежи). Угловые параметры, за исключением углов сдвига, от вынимаемой мощности практически не зависят. При увеличении вынимаемой мощности углы сдвига несколько выполаживаются. Уменьшение вынимаемой мощности достигается путем неполной выемки за счет оставления отдельных прослоек и пачек.

Способы управления кровлей оказывают существенное влияние на характер развития геомеханических процессов как в толще горных пород, так и на земной поверхности. Наиболее бурно протекают эти процессы при управлении кровлей способом обрушения, наиболее плавно – при применении закладки выработанного пространства. Путем применения твердеющей закладки деформации горных пород и земной поверхности можно уменьшить в десятки раз, гидравлической закладки – в 3–20 раз, пневматической – в 2,5–4 раза и самотечной – в 2–3 раза.

Частичная закладка, осуществляемая породой из слоев кровли или почвы пласта на разрабатываемом участке, при глубинах разработки свыше 100 м существенного влияния на деформации не оказывает. При глубинах менее 100 м значения оседаний и деформаций при частичной закладке породой из бутовых штреков на 10–12 % меньше, чем при управлении горным давлением способом обрушения кровли.

Заданными условиями являются следующие.

Угол падения пород — один из основных факторов, определяющих угловые параметры процесса сдвига и распределения деформаций в мульде. Чем больше угол падения пород, тем положе углы β , β_0 и θ . При достаточно крутых углах падения происходит сползание пород лежачего бока и резкое выполаживание угла γ_0 (в этом случае мульда сдвига со стороны восстановления пласта ограничивается углом β_{01}). С увеличением угла падения пластов возрастает отношение горизонтальных сдвижений к вертикальным. Так, если при пологом залегании пластов горизонтальная составляющая вектора сдвига обычно не превышает половины вертикальной, то при угле падения 45° они равны, а при падении под углом 65° горизонтальная составляющая почти в 2 раза больше вертикальной. При небольших углах

падения пластов (до 5°) мульда сдвижения симметрична относительно плоскости, проведенной через точку максимального оседания параллельно простиранию пластов. По мере увеличения угла падения эта симметричность нарушается и при углах от 45° до 70° в полумульде по падению наблюдается только растяжение, а в полумульде по восстанию – только сжатие земной поверхности. При углах падения свыше 70° симметричность начинает постепенно восстанавливаться, и при угле 90° мульда сдвижения снова имеет симметричный вид.

Глубина горных работ оказывает существенное влияние на деформации земной поверхности, характер и степень проявления горного давления в толще. С увеличением глубины разработки все виды деформаций земной поверхности уменьшаются. Особенно чувствительна к этому фактору кривизна сглаженной мульды сдвижения: она обратно пропорциональна квадрату глубины разработки. Горное давление, наоборот, с увеличением глубины разработки повышается, концентрация деформаций и напряжений на отдельных участках становится более опасной. Размеры зоны повышенного (опорного) давления пропорциональны при прочих равных условиях глубине разработки.

Механические свойства и структурные особенности горных пород оказывают влияние на все параметры и показатели процесса сдвижения. Наиболее тесная зависимость от этого фактора прослеживается в значениях углов сдвижения δ , полученных при различных свойствах горных пород. На основании указанной зависимости проф. Д. А. Казаковский составил классификацию месторождений, используя прочностные свойства пород в качестве одного из определяющих признаков [26]. На этом же принципе построены некоторые разделы общих правил охраны сооружений от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях [53].

Соотношение пород толщ оказывает существенное влияние на характер деформаций земной поверхности. Так, при содержании в толще угленосных пород песчаников, конгломератов и известняков более 30 % группу, к которой необходимо отнести месторождение согласно «Правилам охраны» [53], повышают

на одну единицу, что равнозначно повышению прочности пород массива примерно на 50–150 кгс/см² (1 кгс/см² = 10⁵ Па).

Нарушенность породного массива является важным фактором, от которого зависят как значения деформаций, так и характер их распределения в мульде сдвижения. Нарушенность в массиве возникает под влиянием геологических и техногенных процессов. Так, при попадании природной (потенциальной) поверхности ослабления в зону растяжений, вызванных влиянием горных работ, образуется тектонико-техногенная трещина. Последующие горные работы будут вызывать концентрацию деформаций у этой трещины, даже если они будут вестись на значительном расстоянии от нее. Деформации на выходах тектонических трещин крутого падения на земную поверхность в несколько раз (иногда на порядок) больше, чем в обычных условиях. Тектонические трещины, подсеченные горными работами, нередко бывают причиной прорыва воды в шахту.

Рельеф местности и гидрогеологические условия оказывают большое влияние на характер и последствия процесса сдвижения горных пород. При гористом рельефе, особенно в условиях значительного обводнения пород, горные работы нередко вызывают оползневые явления. В гористой местности резче проявляется концентрация деформаций на выходах на поверхность различных плоскостей ослабления породного массива.

6.1.4. Параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности

Степень деформирования горных пород и земной поверхности, интенсивность развития и пределы распространения деформаций характеризуются некоторыми показателями, которые принято называть параметрами геомеханических процессов. Параметры, характеризующие влияние горных работ на земную поверхность, используют при решении вопросов рациональной застройки горно-промышленных районов и отработки запасов полезных ископаемых под застроенными территориями и природными объектами.

Знание параметров, характеризующих сдвигение толщи пород, необходимо при проектировании и ведении горных работ вблизи вертикальных стволов шахт и околоствольных выработок, обводненных пород и выбросоопасных зон, при определении оптимальных размеров лав и междулавных целиков, при выборе способа управления кровлей, мест расположения выработок, порядка отработок сближенных пластов и т. д.

К основным параметрам процесса сдвижения земной поверхности относят: углы, определяющие размеры и местоположение мульды сдвижения и ее характерных зон; значения максимальных сдвижений и деформаций; общую продолжительность процесса сдвижения и период опасных деформаций.

В настоящее время вопросы определения параметров геомеханических процессов на месторождениях со слоистым строением пород выполняются по единым требованиям и методикам, базирующимся на опыте наиболее изученных месторождений. Одним из таких месторождений является Донецкий угольный бассейн, в котором систематические инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности ведут более 70 лет. При этом накоплен самый большой опыт ведения горных работ под зданиями и сооружениями и впервые создан нормативный документ, регламентирующий вопросы застройки подрабатываемых территорий.

Размеры и местоположение мульды сдвижения определяются граничными углами δ_0 , β_0 и γ_0 , углами полных сдвижений ψ_1 , ψ_2 и ψ_3 , углом максимального оседания θ . Граничные углы δ_0 и γ_0 зависят главным образом от механических свойств горных пород (чем породы прочнее, тем круче эти углы) и при первичной подработке толщи меняются в пределах от 50° (Ангренское угольное месторождение) до 75° (Донецкий бассейн). При повторных подработках толщи эти углы обычно выполаживаются. Так, в Карагандинском угольном бассейне угол δ_0 выполаживается с 60° до 55° , в Кузнецком – с 70° до 60° , а в особо неблагоприятных случаях – до 50° . В Донецком бассейне повторная подработка толщи пород вызывает уменьшение угла γ_0 на $0,2 \alpha$, где α – угол падения пластов.

Угол β_0 является в основном функцией углов δ_0 и α . При углах падения пластов до 70° его можно выразить зависимостью

$$\beta_0 = \delta_0 - C_{\beta_0} \alpha. \quad (6.2)$$

Коэффициент C_{β_0} зависит от свойств горных пород, степени подработанности толщи, структурных и других особенностей массива. Его устанавливают опытным путем. Значения коэффициентов C_{β_0} в главнейших угольных бассейнах России и стран СНГ приведены в табл. 6.1. В Кузнецком бассейне угол β_0 определяют из выражения

$$\beta_0 = \delta_0 + 5^\circ - C_{\beta_0} \alpha. \quad (6.3)$$

Минимальное значение угла β_0 в неподработанной ранее толще на большинстве месторождений равно 25° , в подработанной ранее толще 20° . Значение угла полных сдвижений в направлении простирания пластов ψ_3 , а при горизонтальном залегании во всех направлениях колеблется от 50° (Кизеловский и Кузнецкий бассейны) до 60° (Челябинский бассейн). В Донецком, Карагандинском и Львовско-Волынском бассейнах $\psi_3 = 55^\circ$.

Углы ψ_1 и ψ_2 зависят от углов падения пластов и от того, в каком месте находится рассматриваемая очистная выработка по отношению к старым горным работам. Если прежние работы вели ниже (по падению) линии, проведенной под углом θ , угол ψ_1 становится круче, а угол ψ_2 – положе, чем при первичной подработке. И наоборот, если их вели выше (по восстанию) указанной линии, угол ψ_1 выполаживается, а угол ψ_2 становится круче.

Таблица 6.1

Значения коэффициентов C_{β_0} для определения граничного угла β_0

Угольный бассейн	В неподработанной ранее толще пород	В подработанной толще пород
Донецкий	0,8	1,0
Кузнецкий	0,9	0,9
Кизеловский и Печорский	0,6	0,6
Карагандинский	0,4	0,5

При симметричном расположении старых работ относительно линии θ и при первичной подработке толщи угол ψ_1 равен примерно углу ψ_3 , а угол $\psi_2 \approx \psi_3 + 0,3\alpha$.

В общем виде формулы для определения углов ψ_1 и ψ_2 можно записать так:

$$\psi_1 = \psi_3 \pm C_{\psi_1} \alpha, \quad (6.4)$$

$$\psi_2 = \psi_3 \pm C_{\psi_2} \alpha, \quad (6.5)$$

где C_{ψ_1} и C_{ψ_2} – коэффициенты, определяемые опытным путем (обычно $C_{\psi_1} = 0,2+0,3$; $C_{\psi_2} = 0,3+0,5$).

Угол максимального оседания

$$\theta = 90^\circ - C_\theta \cdot \alpha. \quad (6.6)$$

Значения коэффициента C_θ колеблются от 0,5 до 1,0 (чем прочнее породы, тем больше C_θ при прочих равных условиях).

Для определения значения максимального оседания предложено несколько формул различного вида. Наибольшее распространение для условий первичной подработки толщи получила формула

$$\eta_{\max} = qm \cos \alpha, \quad (6.7)$$

где m – нормальная мощность пласта; α – угол падения;

$$q = q_0 t_1 t_2; \quad (6.8)$$

где q_0 – относительное максимальное оседание при полной подработке (отношение полного вектора сдвижений к вынимаемой мощности пласта), колеблется в пределах 0,5–0,9 (чем прочнее породы, тем меньше q_0); t_1 и t_2 – коэффициенты, учитывающие влияние размеров выработки и глубины разработки на значение максимального оседания.

Коэффициенты t_1 и t_2 определяются обычно по формулам

$$t_1 = 0,9(D_1/H - a); \quad t_2 = 0,9(D_2/H - a), \quad (6.9)$$

где D_1 и D_2 – размер очистной выработки соответственно по падению и простиранию пласта; H – средняя глубина разработки; a – коэффициент, зависящий от свойств горных пород; колеблется в пределах 0,2–0,4 (чем прочнее породы, тем больше коэффициент a).

При повторных подработках с углом падения пластов от 0 до 25° максимальное оседание определяют по формуле

$$\eta_{\max} = q_0 m \cos \alpha \sqrt{t_1 t_2} [1 + (1 - q_0) H_1 / H], \quad (6.10)$$

где H_1 – мощность по вертикали ранее подработанной толщи пород.

Если $H_1/H > 1$, то в формуле (6.10) это отношение принимают равным 1.

При повторных подработках с углом падения пластов от 26 до 70° значения $\eta_{\max}$ находят из выражения

$$\eta_{\max} = 1,1 q_0 m \cos \alpha \sqrt{t_1 t_2}. \quad (6.11)$$

Во всех формулах значения t_1 и t_2 не должны быть больше 1 и меньше 0,04.

Предложено несколько видов формул для определения максимальных наклонов.

$$a) i_{\max} = C_{i1} m / H, \quad (6.12)$$

где C_{i1} – коэффициент, который определяют для каждого месторождения путем натурных наблюдений. При отсутствии таких наблюдений его приближенное значение можно получить по формуле

$$C_{i1} = 1,6 - \alpha / \rho, \quad (6.13)$$

где α – угол падения пласта; ρ – радиан (57°).

$$б) i_{\max} = C_{i2} \eta_{\max} / L, \quad (6.14)$$

где L – длина полумульды, определяемая по граничному углу; C_{i2} – коэффициент, значение которого определяют по данным

натурных наблюдений. Он колеблется обычно в небольших пределах (от 2,0 до 2,3).

$$в) i_{\max} = f(\eta_{\max}/H). \quad (6.15)$$

Формул такого вида несколько. Наибольшее распространение из них получила формула

$$i_{\max} = \frac{330}{1 + C_{i3}b}, \quad (6.16)$$

где b в полумульде по восстанию пласта равно $H/\eta_{\max}$, а в полумульде по падению пласта равно $H/(\eta_{\max}\cos\alpha)$; C_{i3} — коэффициент, зависящий от свойств горных пород, колеблется от 0,18 до 0,22 (чем прочнее породы, тем он меньше).

Для определения максимальной кривизны также предложено несколько зависимостей различного вида.

$$а) Kp_{\max} = C_{k1}m/H^2, \quad (6.17)$$

где C_{k1} — коэффициент, который эмпирически устанавливают для каждого месторождения; колеблется в пределах 2–4, причем четкой зависимости его от каких-либо факторов пока не установлено, однако замечено, что с увеличением глубины его значение растет.

$$б) Kp_{\max} = C_{k2}\eta_{\max}/L^2, \quad (6.18)$$

где C_{k2} — коэффициент, значения которого определяют по данным натурных наблюдений; колеблется от 5 до 7.

Максимальное горизонтальное сдвижение определяют по формулам двух видов:

$$а) \xi_{\max} = K_H i_{\max}; \quad (6.19)$$

$$б) \xi_{\max} = a\eta_{\max}. \quad (6.20)$$

Значение коэффициента K_H С.Г. Авершин рекомендует принимать равным $(0,15+0,18)H$. Значение коэффициента a С.П. Колбенков предлагает определять из выражения

$$a = 0,3 + 0,8p; \quad (6.21)$$

$$p = \operatorname{tg} \alpha - \frac{ch}{\eta_{\max}}, \quad (6.22)$$

где $c = 0,01$ при $\alpha < 25^\circ$; $c = 0,02$ при $\alpha > 25^\circ$; h – мощность наносов.

Если коэффициент p имеет отрицательное значение, то при расчетах его значение принимают равным нулю. Более поздние исследования показали, что связь коэффициента p с углом падения пласта и мощностью наносов полнее отражается зависимостью

$$p = \operatorname{tg} \alpha - h/H, \quad (6.23)$$

где H – глубина горных работ.

Эта зависимость включена в нормативные документы [53].

Для определения максимальных горизонтальных деформаций предложено много различных формул. Приведем наиболее распространенные из них.

$$a) \epsilon_{\max} = C_{\epsilon 1} \xi / L. \quad (6.24)$$

Значения коэффициента $C_{\epsilon 1}$, по данным С.Г. Авершина, колеблются в пределах 2–4.

$$б) \epsilon_{\max} = 3K_H \eta_{\max} / L^2, \quad (6.25)$$

где $K_H = (0,15 + 0,18)H$.

$$в) \epsilon_{\max} = C_{\epsilon 2} m / H. \quad (6.26)$$

Значение коэффициента $C_{\epsilon 2}$ определяют по данным натуральных наблюдений. При их отсутствии приближенное значение $C_{\epsilon 2}$ можно найти из выражения

$$C_{\epsilon 2} = \left(0,6 + 0,9 \frac{\alpha}{\rho} \right) \cos \alpha. \quad (6.27)$$

Применимость тех или иных приведенных формул зависит от того, какие из аргументов, входящих в эти формулы, наиболее надежно определены в данных условиях.

Общая продолжительность процессов сдвижения зависит от глубины горных работ, скорости подвигания очистного забоя, механических свойств, литологических и других особенностей массива горных пород.

Эту зависимость обычно выражают в следующем виде:

$$T_{\text{общ}} = K_T H/c, \quad (6.28)$$

где $T_{\text{общ}}$ – общая продолжительность процесса сдвижения, мес; H – глубина горных работ, м; c – скорость подвигания очистного забоя, м/мес; K_T – коэффициент, зависящий от совокупности свойств массива горных пород (определяется опытным путем); его значения колеблются, как правило, в пределах 0,8–1,8 (в Карагандинском бассейне $K_T = 0,8+1,1$; в Донецком $K_T = 1,0+1,3$; в Кузнецком $K_T = 0,9+1,5$; во Львовско-Волынском $K_T = 1,8$).

Поскольку четкой количественной зависимости коэффициента K_T от влияющих факторов пока не установлено, продолжительность процесса сдвижения определяют в большинстве случаев эмпирически и приводят в действующих нормативных документах в виде таблиц, составленных для типовых условий разработки конкретных месторождений. В качестве примера в табл. 6.2 приведены данные о продолжительности процесса сдвижения в условиях Донецкого бассейна.

Период опасных деформаций $t_{\text{оп}}$ также устанавливают опытным путем или определяют из выражения

$$t_{\text{оп}} = c_i T_{\text{общ}}, \quad (6.29)$$

где c_i – коэффициент, зависящий от значения ожидаемого максимального оседания земной поверхности η_{max} и угла падения пластов α .

Значения коэффициента c_i для типовых условий разработки угольных месторождений приведены в табл. 6.3.

Таблица 6.2

Общая продолжительность процесса сдвижения в условиях Донецкого бассейна, мес

Глубина горных работ, м	Скорость подвигания забоя, м/мес			
	30	50	70	100
100	5	4	3	2
300	13	8	6	4
500	22	13	10	7
700	30	19	13	9
1000	44	26	19	13

Таблица 6.3

Значения коэффициента c , для определения периода опасных деформаций на угольных месторождениях

$\frac{\eta_{\text{пик}}}{T_{\text{общ}}}$, мм/мес	Угол α , градус		$\frac{\eta_{\text{пик}}}{T_{\text{общ}}}$, мм/мес	Угол α , градус	
	≤ 45	> 45		≤ 45	> 45
10	0	0	60	0,5	0,6
20	0,1	0,2	100	0,6	0,7
30	0,3	0,4	200	0,7	0,8
40	0,4	0,5	400	0,8	0,9

В тех случаях, когда в толще пород имеются мощные слои песчаников, известняков или других прочных пород, способных к зависанию, продолжительность процесса сдвижения и его отдельных стадий может существенно отличаться от средних значений, установленных для того или иного месторождения в целом. В этих случаях сроки сдвижения определяют путем инструментальных наблюдений на данном участке месторождения или опытом работы на других шахтах и рудниках в аналогичных условиях.

6.1.5. Наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности

Для установления характера и параметров геомеханических процессов в различных условиях проводят специальные инструментальные наблюдения в толще пород и на земной поверх-

ности, используя с этой целью наблюдательные станции, краткая характеристика которых приводится ниже.

В зависимости от назначения, конструкции и сроков существования различают следующие типы наблюдательных станций.

1. Долговременная наблюдательная станция предназначена для получения основных параметров сдвижения горных пород и земной поверхности, установления характера распределения деформаций в мульдe сдвижения и закономерностей их накопления при выемке свиты пластов или одного пласта на нескольких горизонтах. Продолжительность существования станции и наблюдений на ней не менее трех лет, с учетом этого реперы на станции этого типа закладывают капитально. Особое внимание уделяют качеству кернов на реперах, так как коррозионные воды быстро разъедают верхнюю часть репера вместе с керном. Чтобы сохранить керн до конца наблюдений, его глубина должна быть не менее 4–5 мм.

2. Рядовая наблюдательная станция предназначена для получения основных параметров сдвижения, его закономерностей и характера при выемке одного-двух пластов на одном горизонте. Продолжительность существования станции и наблюдений на ней обычно от 1 года до 3 лет. Однако последнее время срок службы рядовых станций часто стал превышать 3 года, так как при современных глубинах продолжительность влияния даже одной лавы составляет 3–4 года.

3. Кратковременная наблюдательная станция предназначена для получения отдельных параметров сдвижения: скорости оседания и горизонтального сдвижения, скорости изменения вертикальных и горизонтальных деформаций, углов сдвижения по простиранию при движущемся забое. По результатам кратковременных наблюдений определяют значения сдвижений и деформаций, продолжительность всего процесса сдвижения и его отдельных стадий. Срок службы кратковременной станции устанавливают в зависимости от конкретных условий и поставленных задач. Более подробная характеристика этих станций будет дана ниже.

4. Специальная наблюдательная станция предназначена для детального изучения отдельных вопросов, связанных со сдвижением горных пород и земной поверхности, охраной конкретных сооружений, горных выработок, природных объектов и пр. Наиболее часто специальные станции закладывают для определения взаимосвязи деформаций грунта и сооружений, изучения влияния деформаций подработанной толщи и земной поверхности на фильтрацию из водных объектов в подземные горные выработки, установления условий и мест образования сосредоточенных деформаций (подвижек по напластованию, уступов и трещин), определения зон разгрузки и повышенных напряжений в толще горных пород для выбора рациональных параметров систем разработки, способов охраны выработок и мер безопасного ведения горных работ.

К числу специальных относят иногда комплексные наблюдательные станции, представляющие собой систему реперов в толще горных пород (в скважинах, горных выработках) и на земной поверхности, расположенных в определенном порядке и увязанных между собой. По исполнению эти станции сложны и трудоемки, но весьма эффективны. Они позволяют глубже изучить природу и механизм рассматриваемого явления, связать в единое целое разные формы проявления горного давления и сдвижения пород, создать основу для более стройной теории и более универсальных методов расчета сдвижений и деформаций горных пород. При закладке наблюдательных станций существенно определение длины профильной линии и ее отдельных участков. На рис. 6.4 приведен пример такого определения при разработке двух пластов крутого падения. Рабочая часть профильной линии определяется пересечением земной поверхности линиями, проведенными от верхней и нижней границ проектируемой очистной выработки под граничными углами β_0 и γ_0 (точки *A* и *Г*). На каждом конце профильной линии закладывают не менее трех контрольных и двух опорных реперов. Расстояние между контрольными реперами примерно 15 м, между опорными – 50 м. Участок, на котором ожидается появление уступов и трещин, определяется углом сдвижения β и углом

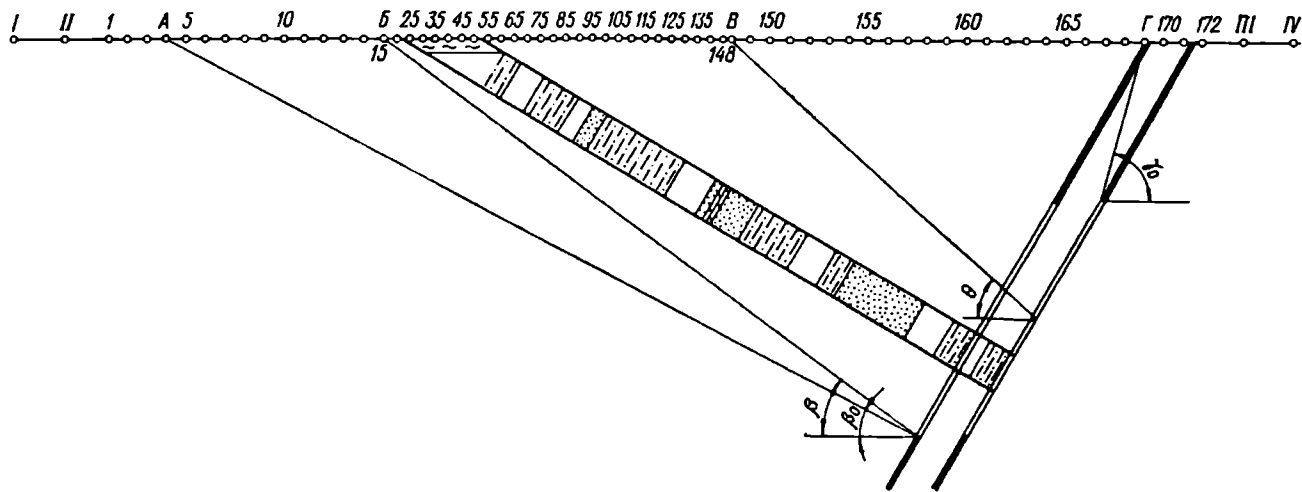


Рис. 6.4. Построение профильной линии для наблюдений за сдвижением земной поверхности:
4, 5, 6, ..., 169 – рабочие реперы; I–IV – опорные реперы; 1, 2, 3 и 170, 171, 172 – контрольные реперы; БВ – участок, где ожидаются уступы и трещины

максимального оседания θ (участок *БВ*). На этом участке реперы закладывают через 2–3 м. Расстояние между реперами на остальной части линии принимают равным примерно 0,1 *H*, но не более 30 м. Анализ результатов наблюдений и опыт составления типовых кривых показали, что более целесообразно принимать расстояние между реперами одинаковым и равным 15 м. В этом случае кривые деформаций легче сопоставлять, а анализ и обобщение полученных данных более правомерны, так как значения деформаций при прочих равных условиях зависят от длины интервалов, при которых они получены.

В период освоения новых месторождений полезных ископаемых приходится решать сложные технические вопросы, связанные с отработкой запасов под застроенными территориями и природными объектами, строительством предприятий, городов и поселков на подрабатываемых площадях, выбором трасс дорог, подземных коммуникаций и др. Для решения этих вопросов необходимо иметь данные о параметрах и закономерностях процесса сдвижения в рассматриваемых условиях. Но именно в этот период результатов наблюдений, как правило, не хватает и потому решение ряда вопросов нередко задерживается или принимается без должного обоснования. Между тем в период освоения месторождения в значительной степени предопределяется будущее горно-промышленного района.

В указанных условиях определять основные параметры геомеханических процессов наиболее целесообразно на основе кратковременных частотных наблюдений. Этот метод основан на установленной наблюдениями закономерности, согласно которой при достаточном отходе забоя от разрезной выработки процесс сдвижения поверхности повторяется по мере подвигания забоя, т. е. сдвижение точек в плоскости главного сечения по простиранию происходит по подобным траекториям. Метод кратковременных наблюдений для определения параметров сдвижения был разработан С.Г. Авершиным [1] и впервые применен им в Подмосковном угольном бассейне. Позже этот метод с некоторыми изменениями и дополнениями успешно применяли в ряде других бассейнов и месторождений.

Сущность метода состоит в следующем. В главном сечении мульды сдвижения по простираанию закладывают линию грунтовых реперов длиной примерно

$$2 H (\operatorname{ctg} \delta_0 + \operatorname{ctg} \psi_3), \quad (6.30)$$

где H – глубина горных работ; δ_0 – граничный угол по простираанию; ψ_3 – угол полных сдвижений по простираанию.

При этом часть наблюдательной линии реперов располагают на еще не подработанном участке земной поверхности, а часть – на участке, где процесс сдвижения уже закончился. Путем нивелирования определяют оседание реперов наблюдательной линии через небольшие интервалы времени (примерно через $0,05 H/c$, где c – скорость подвигания забоя лавы, но не чаще чем через 7 сут). По результатам наблюдений строят кривые скоростей оседания реперов. Обычно проводят не менее четырех серий наблюдений и по ним строят среднюю кривую скоростей оседания (рис. 6.5). Ожидаемое максимальное оседание $\eta_{\max}$ определяют графическим интегрированием кривой скоростей или по формуле

$$\eta_{\max} = \sum v_i \Delta t_i, \quad (6.31)$$

где $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ – скорости оседания, мм/мес, земной поверхности в точках (реперах) $1, 2, 3, \dots, n$; $\Delta t_1, \Delta t_2, \Delta t_3, \dots, \Delta t_n$ – периоды, в течение которых земная поверхность оседает со скоростями соответственно $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$.

При равных расстояниях между реперами l и примерно постоянной скорости подвигания забоя лавы c формула (6.31) упрощается и принимает вид

$$\eta_{\max} = \frac{1}{c} \sum v_i. \quad (6.32)$$

При равных промежутках времени между наблюдениями Δt расчеты еще более упрощаются, так как отпадает необходимость вычисления скоростей ($v_1 = \eta_1/\Delta t$, $v_2 = \eta_2/\Delta t$, $v_3 = \eta_3/\Delta t, \dots, v_n = \eta_n/\Delta t$, что позволяет вынести Δt за знак суммы), и значение $\eta_{\max}$ можно определять непосредственно по оседаниям реперов за период Δt :

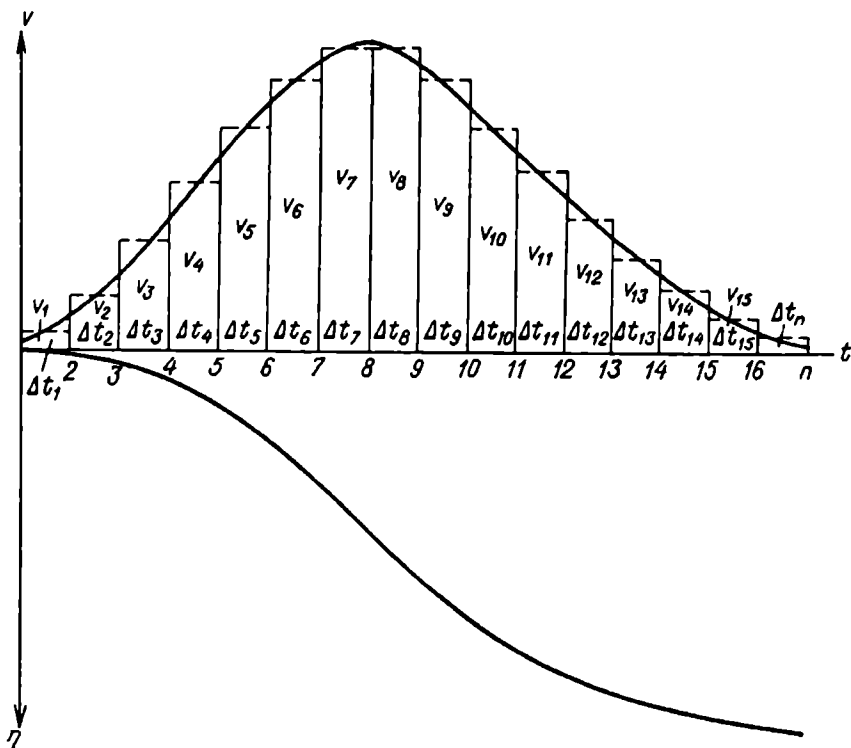


Рис. 6.5. Схема к определению оседаний поверхности по данным кратковременных наблюдений

$$\eta_{\max} = \frac{1}{c\Delta t} \sum \eta_i. \quad (6.33)$$

Формулой (6.33) целесообразно пользоваться также в тех случаях, когда $\eta_{\max}$ определяют не по средней кривой, полученной из нескольких серий наблюдений, а по наблюдениям каждой серии.

При решении многих технических вопросов необходимо знать не только значение максимального оседания, но также характер распределения деформаций в мульде сдвижения и другие параметры. Поскольку характер кривой мульды оседания на большинстве месторождений достаточно хорошо описывается выражениями вида

$$\eta_x = \frac{q_0 m}{2} \left\{ \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} + \frac{x}{H} \right) \right] + \right. \\ \left. + \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} - \frac{x}{H} \right) \right] \right\}, \quad (6.34)$$

$$\eta_x = \frac{q_0 m}{2} \left[\Phi \left(\frac{D - 0,5a + x}{C_p H} \right) \right] + \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D - 0,5a - x}{C_p H} \right) \right], \quad (6.35)$$

эти выражения можно использовать для получения искоемых параметров, т.к. в них влияние различных свойств толщи горных пород на процесс сдвижения земной поверхности отражается условными показателями q_0 , a , d и C , каждый из которых имеет свой физический смысл. Так, коэффициент q_0 характеризует способность толщи горных пород изменяться в объеме при подработке, параметры a и d – устойчивость обнажений слоев толщи, коэффициенты C_p и C – влияние свойств горных пород на характер распределения деформаций в мульде сдвижения.

Для определения указанных показателей из натурных наблюдений необходимо знать оседание не менее чем в трех точках мульды сдвижения. В этом случае можно составить три уравнения вида (6.34) или (6.35) с тремя неизвестными, решив которые совместно, можно найти приближенные значения искоемых показателей. Как правило, таких уравнений значительно больше трех, так как их число равно числу реперов, находящихся в мульде сдвижения. Следовательно, наиболее вероятные значения искоемых показателей можно найти из решения имеющихся уравнений способом наименьших квадратов (методом наблюдений).

В тех случаях, когда значения одноименных показателей на различные даты наблюдений незначительно (не более 15–20 %) отличаются друг от друга, их средние значения можно принимать для расчета деформаций по формулам (6.34) и (6.35) при закончившемся процессе сдвижения.

При существенном различии показателей на разные даты наблюдений метод кратковременных наблюдений применяют в сочетании с методом аналогий. В этом случае значения искомым показателей на данном месторождении сравнивают со значениями одноименных показателей на хорошо изученных месторождениях, полученных примерно в те же периоды развития деформаций, что и на данном месторождении.

Описанный метод был разработан и впервые применен при составлении «Временных правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок во Львовско-Волинском бассейне» и методики расчета деформаций земной поверхности для условий этого бассейна. Параметры процесса сдвижения и значения деформаций, полученные впоследствии из данных долговременных наблюдений, оказались весьма близкими тем, которые были установлены по результатам кратковременных наблюдений, что подтвердило приемлемость рассмотренных методов определения параметров процесса сдвижения в период освоения месторождений.

6.1.6. Расчет величин сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности

Сдвижения и деформации горных пород и земной поверхности относятся к основным исходным данным, необходимым для проектирования и строительства подземных и поверхностных сооружений в горно-добывающих районах. На основании этих данных решают также вопросы планирования и ведения горных работ под застроенными территориями, реками и водоемами, вблизи стволов шахт, околоствольных выработок и других важных объектов.

Различают деформации фактические, измеренные, ожидаемые и расчетные.

Под фактическими понимают деформации, которые в действительности претерпели горные породы и земная поверхность под влиянием выемки полезного ископаемого.

Измеренными называют деформации, полученные по данным натурных наблюдений на конкретном участке месторождения при определенных длинах интервалов, частоте и точности наблюдений. При дискретном характере процесса сдвижения измеренные деформации могут существенно отличаться от фактических за счет их искусственного «сглаживания», если расстояние между реперами соизмеримо с размерами (или больше) блоков, на которые разбивается массив при обработке, а частота наблюдений не соответствует скорости и характеру развития процесса. При малых значениях деформаций измеренные деформации отличаются от фактических за счет погрешностей наблюдений.

Ожидаемые деформации определяют путем предрасчета по формулам, таблицам или графикам, составленным на основании обобщения результатов наблюдений в данных (или аналогичных данным) горно-добывающих районах. Поскольку при обобщении производят осреднение измеренных деформаций, типовые кривые по району (или группе районов) отличаются от измеренных на конкретных участках месторождения. Отношение максимальных измеренных значений деформаций к средним по району или группе районов (т.е. к ожидаемым) принято называть коэффициентами перегрузки. При проектировании конструктивных или других мер защиты обрабатываемых объектов обычно ориентируются на расчетные деформации, получаемые путем умножения ожидаемых деформаций на коэффициенты перегрузки. В действующих нормативных документах приняты следующие значения перегрузки: для оседаний и горизонтальных сдвижений 1,1–1,2; для наклонов и относительных горизонтальных деформаций 1,2–1,4; для кривизны 1,4–1,8.

В зависимости от полноты исходных данных и получаемых результатов существующие методики расчета можно условно разделить на полные и сокращенные или, как их часто называют, упрощенные. Полными методиками расчета определяются ожидаемые значения деформации, упрощенными – вероятные их значения. Исходными данными при всех методиках расчета являются мощность, глубина залегания и угол падения разрабатываемых пластов. Для расчета по полной методике необходимо

располагать рядом дополнительных сведений о горно-геологических условиях разработки пластов, в частности, о размерах и местоположении очистных горных выработок, очередности отработки лав и пластов. Эти сведения содержатся обычно в календарных планах развития горных работ.

В зависимости от способа получения расчетных формул и степени их обоснованности методы расчета деформаций подразделяются на теоретические, эмпирические и полуэмпирические. В инженерной практике используются в основном эмпирические и полуэмпирические методы расчета. Эмпирические методы базируются на зависимостях, полученных непосредственно из результатов инструментальных наблюдений в натуральных условиях, полуэмпирические – на зависимостях, установленных на основании обобщений, теоретических соображений и математических аналогий, числовые значения коэффициентов в которых определяются по данным натуральных наблюдений. Четкую грань между этими методами провести очень сложно, особенно для полуэмпирических методов, которые одним крылом вплотную примыкают к эмпирическим, другим – к теоретическим методам расчета. Одни полуэмпирические методы базируются преимущественно на логических соображениях, другие – на относительно строгих теоретических обоснованиях. Эмпирические методы расчета параметров сдвижения в основном изложены в п.6.1.4. Ниже будут рассматриваться преимущественно полуэмпирические методы расчета.

Значительная часть полуэмпирических методов расчета базируется на математических моделях процесса сдвижения. Этими методами определяются вертикальные и горизонтальные составляющие векторов сдвижения, на основании которых вычисляются линейные деформации как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях.

В ФРГ наибольшее распространение получил графический метод расчета сдвижения горных пород, выполняемый с помощью интеграционных сеток (палеток). Для расчета оседаний по этому методу вначале на листе кальки строится интеграционная сетка в виде пяти концентрических окружностей. Диаметр внешней окружности определяется из выражения (рис. 6.6)

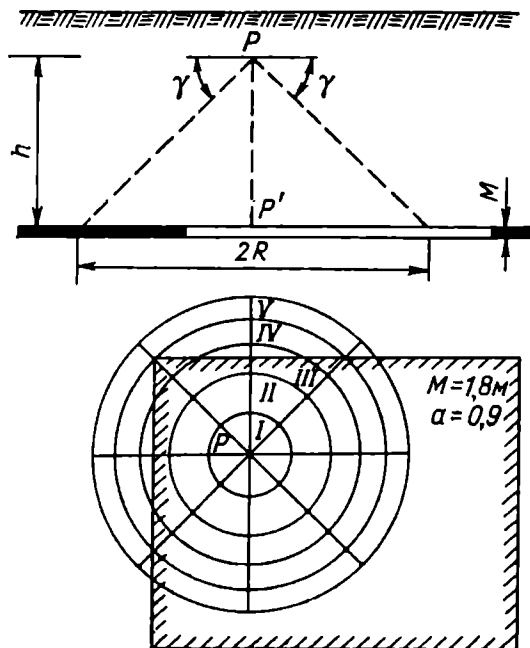


Рис. 6.6. Схема к расчету оседания горных пород при помощи интегральной сетки

$$2R = 2h \operatorname{ctg} \gamma, \quad (6.36)$$

где h – расстояние по вертикали от пласта до горизонта в толще горных пород, для которого производится расчет; γ – граничный угол.

Диаметр остальных окружностей подбирается с таким расчетом, чтобы каждая зона, расположенная между этими окружностями, была равноценна по своему влиянию на заданную точку. Другими словами, отработка пласта площадью, равной площади любой из пяти концентрических кольцевых зон (I–V) сетки, центры которых совмещены с расчетной точкой на плане, должна вызывать ее опускание на $1/5$ полного оседания. Определение размеров указанных зон производится по методу Р. Бальса, который принимает действие элемента пустоты на точку земной поверхности аналогично действию двух притяги-

вающихся тел. Степень воздействия элемента выработки в пределах конуса на данную точку массива горных пород или земной поверхности принимается равной ν/r^2 , где ν – элементарный объем выработки, r – расстояние от данной точки до элементарного объема.

Построенная таким образом палетка (в виде круга) разбивается прямыми линиями на восемь равных секторов, т.е. вся площадь внутри ее делится окружностями и этими линиями на 40 равноценных частей (ячеек), каждая из которых оценивается в 2,5 % полного оседания.

Для определения оседания точки P интеграционная сетка накладывается на план горных работ по разрабатываемому пласту таким образом, чтобы ее центр совмещался с вертикальной проекцией точки на поверхность пласта, т. е. с точкой P (см. рис. 6.6). Искомое значение оседания точки P определяется путем умножения числа n ячеек сетки, оказавшихся в пределах контура отработанной части пласта, на цену каждой ячейки (0,025) и значение оседания при полной подработке η_0 , т.е. $\eta_m = 0,025 \cdot n \eta_0$. Величина η_0 принимается обычно равной 0,6–0,8 вынимаемой мощности пласта.

В Польше широко используются метод акад. ПАН Е. Литвинишина, основанный на гипотезе о математической аналогии между явлениями сдвижения горных пород и теплопроводностью, и метод чл.-кор. ПАН С.Кнотте, основанный на предположении, что влияние каждого элементарного объема выработки можно характеризовать кривой распределения вероятностей (кривой Гаусса). Поскольку формулы для определения значений оседания в точках мульды сдвижения получились у них практически одинаковыми [73], они объединены в одну формулу следующего вида:

$$W = \frac{W_{\max}}{r} \int_{\alpha}^{\infty} e^{-\pi S^2/r^2} dS, \quad (6.37)$$

где W – оседание в заданной точке; $W_{\max}$ – возможное максимальное оседание; $r = H/\text{tg}\beta$ – распространение главных влияний; H – глубина горных работ; β – предельный (граничный)

угол сдвижения; x – текущая координата в плоскости пласта (начало координат на границе выработки); S – текущая координата на горизонте, для которого производится расчет оседаний (начало координат совпадает с проекцией границы выработки на указанный горизонт).

Еще один метод расчета разработан отечественным ученым канд.техн.наук Р.А. Муллером [40], который рассматривает породный массив как малосвязную среду, обладающую способностью сопротивляться сжимающим и сдвигающим усилиям и лишь в незначительной степени – растягивающим усилиям.

Решив задачу для двухслойного массива (коренные породы и наносы), Р.А. Муллер получил следующую формулу для расчета оседаний земной поверхности в условиях пологого падения пластов [40]:

$$\eta_x = -\frac{\eta_0}{2} \left[\Phi \left(\frac{D_p + x}{C_p H} \right) + \Phi \left(\frac{D_p - x}{C_p H} \right) \right], \quad (6.38)$$

где $2D_p = 2D - a$ – расчетная длина выработки; $2D$ – фактическая длина выработки; $2a$ – длина лавы или выработки, при которой сдвижение горных пород достигает земной поверхности.

$$C_p^2 H = C_k^2 (H - h) + C_n^2 h. \quad (6.39)$$

Индекс «к» при коэффициенте C означает коренные породы, индекс «н» – наносы, индекс «р» – расчетное усредненное значение. Коэффициент C_p может быть найден из выражения

$$\eta_{\max} = -\eta_0 \Phi[D/(C_p H)]. \quad (6.40)$$

Параметры же $\eta_{\max}$, η_0 и D/H могут быть определены из диаграмм сдвижения, построенных по данным натурных наблюдений. Одна из таких диаграмм, составленная применительно к условиям Донецкого бассейна, представлена на рис. 6.7, где показана зависимость $\eta_{\max}/(m \cos \alpha)$ от отношения D/H . В пределе $\eta_{\max}$ стремится (при увеличении D/H) к η_0 . Для решения практических задач принимают $\eta_{\max} = \eta_0$ при $D/H \geq 1,5$.

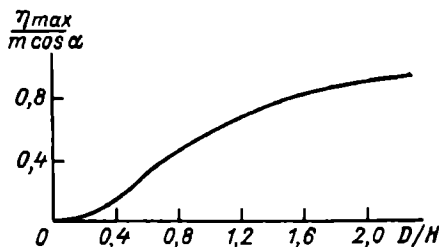


Рис.6.7. Зависимость полного вектора сдвижений (в долях мощности пласта) от отношения размера выработки к глубине (диаграмма сдвижений)

Коэффициент C_p тесно связан с прочностными характеристиками горных пород, в частности с временным сопротивлением сжатию $[\sigma_{сж}]$. Приближенное значение коэффициента C_p можно определять по формуле

$$C_p = 0,32 - 0,04 \frac{[\sigma_{сж}]}{\gamma H}, \quad (6.41)$$

где γ – объемный вес пород; H – глубина горных работ.

Интегральную функцию Гаусса Φ и ее первую и вторую производные Φ' и Φ'' определяют по математическим таблицам.

В России и странах СНГ, ФРГ, Англии, Польше, Венгрии и ряде других стран применяются различные методы типовых кривых, которые можно условно разделить на следующие три группы.

1. Метод характерных точек состоит в определении местоположения этих точек с помощью угловых или линейных параметров. В ФРГ с помощью углов определяется местоположение границ влияния горных работ, точек с максимальными оседаниями, растяжениями и сжатиями, а также точек перехода от растяжений к сжатиям. Этот метод получил название секущих углов (рис. 6.8). В Англии угловыми параметрами определяются границы влияния горных работ, а линейными – местоположение точек максимального оседания и точек с оседанием, равным половине и 1/5 от максимального (рис. 6.9). Для построения мульды оседания характерные точки соединяются плавной кривой.

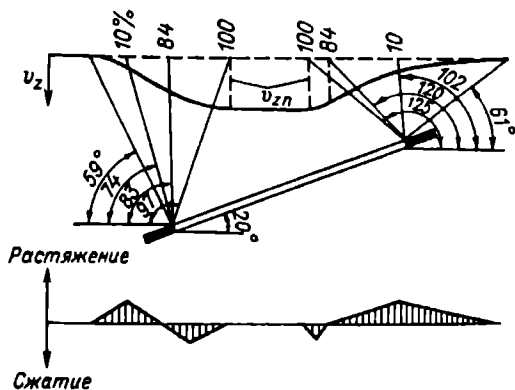


Рис. 6.8. Построение мульды оседания методом секущих углов

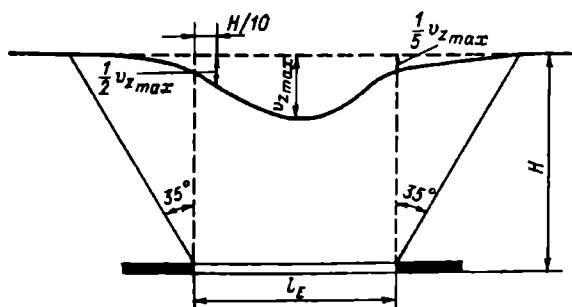


Рис. 6.9. Построение мульды оседания по линейным параметрам

2. Метод типового распределения оседаний в мульде сдвижения основан на построении безразмерных кривых оседания, полученных по данным натурных наблюдений. При этом методе оседания в точках мульды выражаются в долях от максимального оседания, а координаты точек – в долях от глубины или длины полу-мульды. За начало координат принимается обычно точка максимального оседания или точка перегиба кривой оседания. На основании установленного типового распределения оседаний строятся графики-номограммы или составляются соответствующие таблицы. С 1966 г. этот метод расчета оседаний является основным для всех предприятий Национального управления угольной промышленности Великобритании. Одна из кривых оседания, построенных указанным методом, приведена на рис. 6.10.

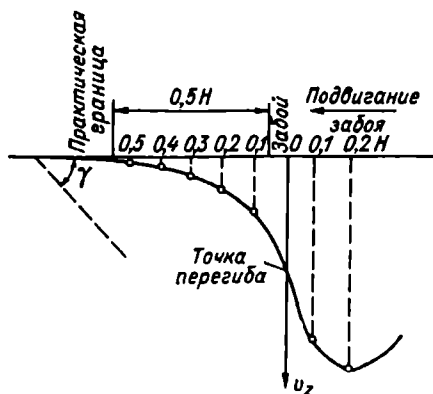


Рис. 6.10. Кривая оседания, построенная по относительным координатам

В России и странах СНГ большое распространение получил метод типовых кривых, согласно которому деформации в точках мулды сдвижения определяются по формулам:

$$\eta_x = \eta_{\max} S(z); \quad (6.42)$$

$$i_x = \pm \frac{\eta_{\max}}{L} S'(z); \quad (6.43)$$

$$K_x = \pm \frac{\eta_{\max}}{L^2} S''(z); \quad (6.44)$$

$$\xi_x = 0,5\alpha_0\eta_{\max} F(z); \quad (6.45)$$

$$\varepsilon_x = \frac{0,5\alpha_0\eta_{\max}}{L} F'(z), \quad (6.46)$$

где η_x , i_x , K_x , ξ_x , ε_x – соответственно оседание, наклон, кривизна, горизонтальное сдвижение и относительная горизонтальная деформация в точке с абсциссой x (начало координат в точке максимального оседания); $\eta_{\max}$ – максимальное оседание; $z = \frac{x}{L}$;

L – длина полумулды, определяемая графически (см. рис. 6.1); α_0 – отношение величины максимального горизонтального

сдвижения к максимальному оседанию при полной подработке, горизонтальном залегании и закончившемся процессе сдвижения; $S(z)$, $S'(z)$, $S''(z)$, $F(z)$, $F'(z)$ – переменные коэффициенты (функциональные зависимости), отражающие характер распределения деформаций в мульде сдвижения. Численные значения этих коэффициентов вычисляются обычно из данных натурных наблюдений путем подстановки измеренных величин в формулы (6.42)–(6.46), преобразованные следующим образом:

$$S(z) = \eta_x / \eta_{\max}; \quad S'(z) = \pm \frac{i_x}{\eta_{\max}} L;$$

$$S''(z) = K_x L^2 / \eta_{\max}; \quad F(z) = \xi_x / 0,5\alpha_0 \cdot \eta_{\max};$$

$$F'(z) = \frac{\varepsilon_x}{0,5\alpha_0 \cdot \eta_{\max}} L. \quad (6.47)$$

Изложенный метод включен в большинство действующих нормативных документов и является основным методом расчета деформаций земной поверхности при разработке месторождений со слоистым строением толщи пород.

3. Метод аналитического выражения профиля мульды оседания состоит в подборе уравнений, описывающих кривые оседания. В Верхней Силезии (Польша) и в каменноугольных бассейнах Венгрии профиль мульды оседания описывается уравнением вида

$$vt = v_{zn} e^{-nr^2}, \quad (6.48)$$

где v_{zn} – максимальное оседание при полной подработке; $n = \frac{v_{zn}}{R^2 C_n}$; R – радиус площади полной подработки; r – расстояние от центра мульды до рассматриваемой точки ее профиля; C_n – среднее опускание непосредственной кровли.

Местоположение точки перегиба определяется углом λ , отсчитываемым от плоскости пласта со стороны выработанного пространства. Значения угла λ колеблются в пределах 75–86°.

Наклоны и кривизна мульды сдвижения определяются во всех перечисленных методах как первая и вторая производные от кривой мульды оседания.

В России и странах СНГ для описания кривой мульды оседания и ее производных используются преимущественно тригонометрические функции и функции Гаусса в виде уравнений (6.34)–(6.35) или (6.38).

Методы расчета горизонтальных сдвижений и деформаций относительно надежно разработаны только применительно к слою пород, прилегающему к земной поверхности, при этом большинство их базируется на положении об изгибе слоев, которое записывается в следующем виде:

$$\xi = -K(y) \frac{\partial \eta}{\partial x}, \quad (6.49)$$

где x и y – координаты точек соответственно в направлении напластования и нормали к пласту; ξ – горизонтальное сдвижение точки земной поверхности; $K(y)$ – функция, характеризующая распределительную способность массива горных пород, зависит от их физико-механических свойств и глубины горных работ. Впервые указанная зависимость между наклонами и горизонтальными сдвижениями земной поверхности установлена отечественным ученым проф. С.Г. Авершиным. Значение функции $K(y)$ он принимает равным $(0,15+0,18)H$. В Польше функцию $K(y)$ называют коэффициентом горизонтальных деформаций и принимают равной расстоянию от земной поверхности до нейтральной оси изгибающейся пачки слоев. Акад. ПАН В. Будрык [73] предлагает определять величину $K(y)$ из выражения

$$K(y) = 0,564r, \quad (6.50)$$

где r – расстояние от центра до рассматриваемой точки мульды сдвижения.

Горизонтальные деформации определяются как первая производная от функции горизонтальных сдвижений.

При расчете деформаций по методу типовых кривых, принятому в России, взаимосвязь между типовыми кривыми верти-

кальных и горизонтальных сдвижений и деформаций выражается следующими зависимостями:

$$F(z) = pS(z) \pm 0,15S'(z); \quad (6.51)$$

$$F'(z) = pS'(z) \pm 0,15S''(z), \quad (6.52)$$

где p – коэффициент, зависящий от угла падения пласта, мощности наносов и других факторов, определяемый по данным наблюдений или по формуле (6.23).

В последних двух зависимостях знак плюс относится к полумульде по восстанию пласта, знак минус – к полумульде по падению пласта.

Расчет деформаций в главных сечениях мульды сдвижения обычно производят следующим образом. На вертикальных разрезах, проходящих через главные сечения мульды, с помощью граничных углов и угла максимального оседания (или углов полных сдвижений) находят границы полумульды сдвижения. Затем по формуле $z = x/L$ определяют относительные координаты точек, в которых требуется рассчитать деформации (x – расстояние указанных точек от точки максимального оседания, L – длина полумульды сдвижения), и по этим координатам и формулам (6.42) – (6.46) вычисляют искомые значения деформаций. При этом величину $\eta_{\max}$ вычисляют по формулам (6.7), (6.10) и (6.11). Для удобства вычислений значения коэффициентов $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$ задают обычно в виде таблиц или графиков. В табл. 6.4 приведены значения этих коэффициентов для пластовых месторождений с вмещающими породами средней прочности. Значения коэффициентов $F(z)$ и $F'(z)$ часто также задают таблично или графически, но из-за их большого числа (они существенно зависят от угла падения пород) получается много таблиц или графиков. Поэтому значение $F(z)$ и $F'(z)$ иногда определяют косвенно через коэффициенты $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$ по формулам (6.51) и (6.52).

Значения сдвижений и деформаций земной поверхности в точках, расположенных вне главных сечений мульды сдвижения, находят из выражений:

Значения функций $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$

[illegible]

а) оседания

$$\eta_{xy} = \eta_{\max} S(z_x)S(z_y), \quad (6.53)$$

где z_x – относительная координата рассматриваемой точки по простиранию ($z_x = x/L_3$); z_y – относительная координата рассматриваемой точки вкrest простирания ($z_x = x/L_3$); L_3 – размер полумульды по простиранию;

б) горизонтальные сдвигения:

$$\xi_x = 0,15\eta_{\max} S'(z_x)S(z_y) - \text{в направлении простирания}; \quad (6.54)$$

$$\xi_y = 0,15\eta_{\max} F(z_y)S(z_x) - \text{в направлении вкrest простирания}; \quad (6.55)$$

в) наклоны:

$$i_x = \frac{\eta_{\max}}{L_3} S'(z_x)S(z_y) - \text{в направлении простирания}; \quad (6.56)$$

$$i_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} S'(z_y)S(z_x) - \text{в направлении вкrest простирания}, \quad (6.57)$$

где L_1 и L_2 – размеры полумульд по падению и восстанию соответственно;

г) кривизна:

$$K_x = \frac{\eta_{\max}}{L_3^2} S''(z_x)S(z_y) - \text{в направлении простирания}; \quad (6.58)$$

$$K_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}^2} S''(z_y)S(z_x) - \text{в направлении вкrest простирания}; \quad (6.59)$$

д) горизонтальные деформации:

$$\varepsilon_x = 0,15 \frac{\eta_{\max}}{L_3} S''(z_x)S(z_y) - \text{в направлении простирания}; \quad (6.60)$$

$$\varepsilon_y = 0,15 \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} F'(z) S(z_x) - \text{в направлении вкрест простираения.} \quad (6.61)$$

Значения коэффициентов $S(z_x, y)$, $S'(z_x, y)$, $S''(z_x, y)$, $F(z_y)$ и $F'(z_y)$ определяют так же, как и при расчете деформаций в главных сечениях мульды сдвижения.

При суммарном воздействии нескольких очистных выработок процесс сдвижения горных пород и способы расчета деформаций земной поверхности заметно усложняются.

Разработано несколько способов расчета деформаций. Можно выделить при этом полную и упрощенную методики расчета.

Полная методика основана на принципе суммирования деформаций в точках мульды сдвижения, возникающих под влиянием каждой выработки. Согласно этой методике расчет деформаций земной поверхности под влиянием каждой отдельной выработки ведут по формулам (6.42) – (6.46) или по другим аналогичным зависимостям. Сдвигения и деформации затем графически суммируют в той последовательности, в какой намечается проходка очистных выработок, вызывающих эти сдвигения и деформации.

При расчете деформаций по полной методике учитывают активизацию сдвижений земной поверхности при повторных подработках толщи, вызываемую погашением полостей расслоения и других пустот, образовавшихся ранее под влиянием отдельных выработок.

Активизацию за счет погашения пустот, образовавшихся под влиянием горных работ, проведенных ранее в других пластах, учитывают, как указывалось выше, путем увеличения коэффициента q_0 в формулах (6.10) и (6.11) и путем некоторого (до 5°) выполаживания граничных углов. Активизацию за счет погашения пустот, образовавшихся под влиянием смежных выработок в рассматриваемом пласте, учитывают следующим образом: от границ целика, отделяющего рассматриваемую очистную выработку от смежной, проводят линии в сторону выработанного пространства под углами полных сдвижений, которые

определяют на земной поверхности (над целиком) границы мульды активизации. Затем вычисляют максимальное оседание в мульде активизации:

$$\eta_a = \eta_{\max}(0,5 - 0,7l/H), \quad (6.62)$$

где $\eta_{\max}$ – максимальное оседание земной поверхности над лавами, между которыми оставлен целик, определяемое по формулам (6.7), (6.10) и (6.11) (в тех случаях, когда значение $\eta_{\max}$ над лавами неодинаково, принимают среднее); l – ширина целика между выработками (лавами); H – средняя глубина залегания целика.

После этого производят расчет сдвижений и деформаций в точках мульды активизации по изложенной выше методике с помощью функций $S(z)$, $S'(z)$ и т. д. Полученные значения суммируют с одноименными значениями сдвижений и деформаций от рассматриваемой выработки.

При значительном развитии горных работ (наличии нескольких совместно влияющих выработок в разных пластах) мульды активизации от нескольких выработок обычно сливаются и активизация распределяется по всей (суммарной) мульде сдвижения практически равномерно. Помимо того, в нарушенной горными работами толще условия для образования расслоений и зависаний становятся менее благоприятными, чем в нетронутом массиве.

Следовательно, чем больше нарушена толща, тем меньше образуется в ней полостей, слабее и более равномерно (при сплошных системах разработки) проявляется активизация сдвижений. Поскольку способность толщи к зависанию характеризуется коэффициентом a в формуле (6.9), снижение этой способности математически выражается уменьшением значений a в указанных формулах. При разработке трех и более пластов это значение приближается к нулю. Поэтому в указанных условиях учет активизации (вместо расчета мульды активизации) производят обычно путем замены коэффициента $t = 0,9(D/H - a)$ в формулах (6.9), (6.10) и (6.11) коэффициентом подработанности $n = 0,7 D/H$.

Для уменьшения трудоемкости работ при выполнении расчетов часто используют графики-номограммы, представляющие собой графическую интерпретацию приведенных выше формул (рис. 6.11).

Номограммы основаны на следующих главных принципах:

а) все виды деформаций земной поверхности при прочих равных условиях находятся в прямой зависимости от мощности вынимаемого пласта. Следовательно, рассчитав деформации при мощности пласта 1 м, нетрудно перейти к деформациям при любой другой мощности;

б) развитие деформаций земной поверхности с изменением глубины разработки происходит плавно и непрерывно. Поэтому по деформациям земной поверхности при выемке какой-либо лавы на глубине H_1 и H_2 интерполированием определяются деформации в мульде сдвижения, образованной на земной поверхности при ее подработке такой же лавой на глубине между H_1 и H_2 .

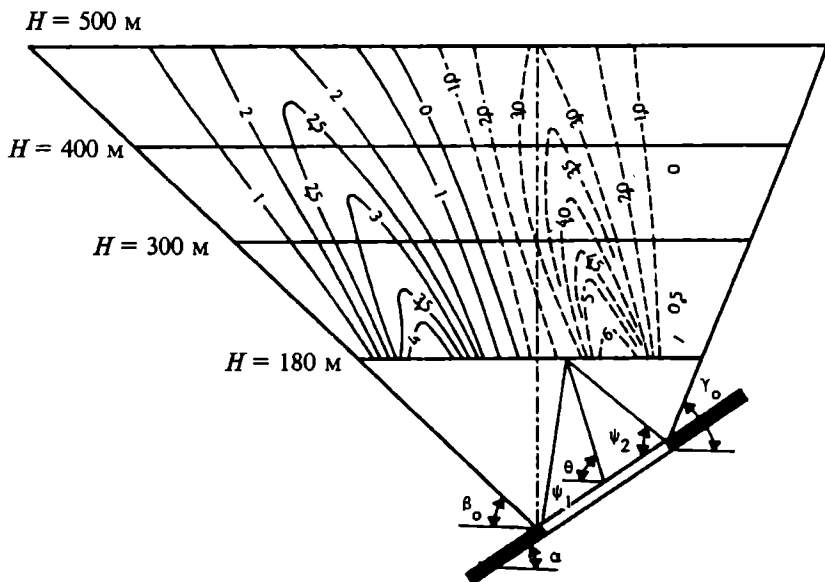


Рис. 6.11. Номограмма для определения горизонтальных деформаций:
const: $m = 1,0$ м; $D_{cp} = 150$ м; $\alpha_{cp} = 35^\circ$; — растяжение; ---- сжатие

Номограмма для определения горизонтальных деформаций при длинах лав от 130 до 170 м ($D_{\text{ср}} = 150$ м) и углах падения от 30 до 40° ($\alpha_{\text{ср}} = 35^\circ$) приведена на рис. 6.11.

Для определения деформаций номограмма накладывается на вертикальный разрез пород вкрест простирания пласта таким образом, чтобы лавы на номограмме и разрезе совмещались: при совмещении пикеты на разрезе, попавшие в зону влияния рассматриваемой выработки, располагаются между соответствующими изолиниями или на изолиниях номограммы. По изолиниям определяются значения условных деформаций, которые путем умножения на мощность пласта переводятся в искомые ожидаемые деформации.

Полная методика позволяет определять значения и знак ожидаемых суммарных деформаций в различных точках и в различное время, в том числе максимальные суммарные деформации и их местоположение.

Для расчета деформаций по полной методике необходимо иметь календарный план развития горных работ или схему расположения очистных выработок с указанием последовательности отработки. Если календарный план развития горных работ отсутствует и составить схему расположения выработок в пластах и наметить последовательность их проведения невозможно, допускается применение упрощенной методики, которая позволяет определять только максимальные ожидаемые суммарные деформации без указания знака и местоположения участков с максимальными деформациями.

Упрощенная методика базируется на зависимостях максимальных значений деформаций от глубины, мощности и угла падения разрабатываемых пластов. Встречающиеся условия подработки земной поверхности свитами пластов можно условно разделить на две группы. К первой группе относятся условия, при которых границы горных работ предопределены геологическими нарушениями, предохранительными целиками, границами шахтных полей и т. д., ко второй – условия, при которых границы горных работ могут быть смещены относительно друг друга.

В условиях первой группы происходит, как правило, однозначное суммирование деформаций, особенно, когда границы горных работ находятся вблизи от плоскости, проведенной к горизонту под углом максимального влияния $\theta = 90^\circ - 0,8a$. В этих условиях свиту пластов можно заменить одним пластом, эквивалентным по своему влиянию на земную поверхность указанной свите.

Максимальные горизонтальные деформации (к которым наиболее чувствительно большинство сооружений) определяются, как известно, из выражения

$$\varepsilon = C \frac{m}{H}, \quad (6.63)$$

где m и H – мощность и глубина пласта; C – коэффициент, зависящий от угла падения пласта.

Отсюда при отработке нескольких пластов, когда максимальные деформации от каждого из них складываются примерно в одной точке, суммарные деформации в этой точке

$$\varepsilon_{\text{сум}} = C \frac{m}{H} + C \frac{m_1}{H_1} + C \frac{m_2}{H_2} + \dots + C \frac{m_n}{H_n}, \quad (6.64)$$

$$\varepsilon_{\text{сум}} = \frac{C}{H} \left(m + m_1 \frac{H}{H_1} + m_2 \frac{H}{H_2} + \dots + m_n \frac{H}{H_n} \right), \quad (6.65)$$

С другой стороны,

$$\varepsilon_{\text{сум}} = C \frac{m_{\text{усл}}}{H}, \quad (6.66)$$

где $m_{\text{усл}}$ – условная мощность пласта, эквивалентного по влиянию на земную поверхность рассматриваемой свите, при залегании его на глубине H .

Поэтому

$$m_{\text{усл}} = m + m_1 \frac{H}{H_1} + m_2 \frac{H}{H_2} + \dots + m_n \frac{H}{H_n}. \quad (6.67)$$

Условную мощность можно вычислять относительно любого пласта свиты, но удобнее это делать относительно пласта, разрабатываемого первым.

В условиях второй группы задача по установлению условной мощности свиты пластов становится неопределенной, так как влияние одинаковых свит пластов на подрабатываемый объект может колебаться в весьма широких пределах в зависимости от взаимного положения горных выработок в пластах.

А.Н. Медянцеv предлагает максимальные вертикальные и горизонтальные деформации земной поверхности под влиянием разработки свиты пластов определять по глубине и мощности пласта, имеющего наименьшую кратность $K_0 = H_0/m_0$, и по коэффициенту влияния свиты пластов N по следующим формулам:

$$\text{а) наклон } i_{\max} = (1,6 - \alpha / \rho) \frac{m_0}{H_0} N, \quad (6.68)$$

$$\text{б) радиус кривизны } R_{\text{кр}} = 3K_0 \sqrt{K_0} \cdot 1/N; \quad (6.69)$$

в) относительное растяжение и сжатие

$$\epsilon_{\text{о.с}} = \epsilon_{\text{о.р}} = (0,6 + 0,9\alpha / \rho) \cos \alpha \cdot \frac{m_0}{H_0} \cdot N, \quad (6.70)$$

где

$$N = 1 + b \left(\frac{K_0}{K_1} + \frac{K_0}{K_2} + \dots + \frac{K_0}{K_n} \right), \quad (6.71)$$

$b = 0,5$ при двух пластах, $b = 0,4$ при трех пластах, $b = 0,3$ при четырех и более пластах;

$$K_0 = H_0/m_0; K_1 = H_1/m_1; K_2 = H_2/m_2; \dots K_n = H_n/m_n; \quad (6.72)$$

$m_0, m_1, m_2, \dots, m_n$ – мощность пластов; $H_0, H_1, H_2, \dots, H_n$ – глубина залегания пластов в точках пересечения их на разрезе вквост простирания (рис. 6.12) с линией, проведенной от точки (границы) площадки под углом $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$ в сторону восстания пластов (линией максимального влияния).

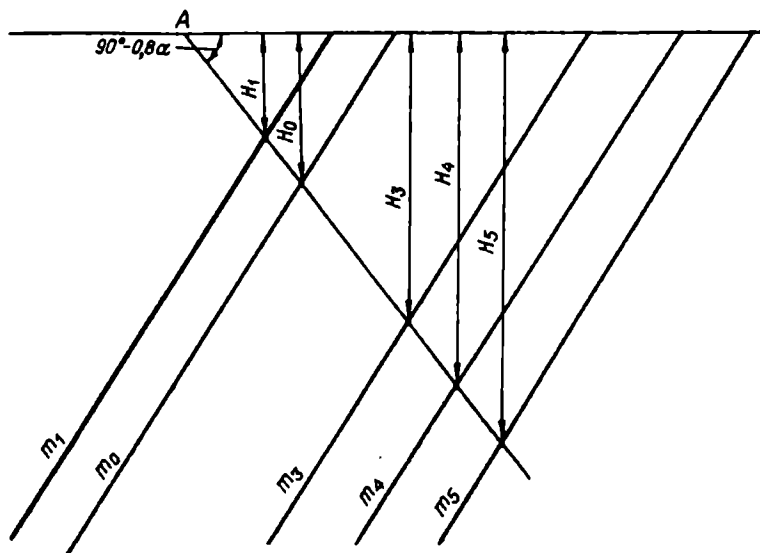


Рис. 6.12. Схема к определению деформаций земной поверхности в точке А по упрощенной методике

При разработке свит пластов крутого падения формулу (6.71) для определения коэффициента N можно записать в следующем виде:

$$N = 1 + b_1 \frac{K_0}{K_1} + b_2 \frac{K_0}{K_2} + \dots + b_n \frac{K_0}{K_n}, \quad (6.73)$$

где $b_1, b_2, \dots, b_n$ – коэффициенты, учитывающие степень наложения однозначных деформаций в зависимости от угла падения пластов α и отношения мощности междупластья M к глубине горных работ H . Значения коэффициентов $b_1, b_2, \dots, b_n$ для условий, в которых отработка пластов ведется на четко очерченных горизонтах (что характерно для разработки свит крутых пластов), приведены в табл. 6.5.

В последние годы широкое распространение стали получать вероятностные методы определения сдвижений и деформаций земной поверхности.

Значения коэффициентов b

а, градус	Значения b при M/H			
	0	0,2	0,4	0,6
40	1	0,7	0,4	0,2
60	1	0,8	0,6	0,3
70	1	0,8	0,6	0,3
80	1	0,7	0,4	0,2

Прогноз вероятных значений сдвижений и деформаций выполняется с учетом возможного варьирования положений выработок в пространстве и сроков разработки различных пластов. Обобщение опыта горных работ показывает, что взаимные положения границ выработанного пространства в пластах свиты относительно выработок в верхнем пласте могут характеризоваться средним отставанием и средним диапазоном варьирования. В работе [49] на основании этих статистических характеристик определены математические ожидания и дисперсии вероятных сдвижений и деформаций при разработке пологих пластов и получены следующие расчетные формулы, базирующиеся на законах сложения сдвижений и деформаций от каждого пласта как независимых случайных величин:

$$\epsilon_{\beta} = A \left[\frac{m_1}{H_1} + K_{2e} \frac{m_2}{H_2} + \dots + K_{ne} \frac{m_n}{H_n} + \sqrt{\sigma_{2e}^2 \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \sigma_{ne}^2 \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2} \right]; \quad (6.74)$$

$$K_{\beta} = B \left[\frac{m_1}{H_1^2} + K_{2k} \frac{m_2}{H_2^2} + \dots + K_{nk} \frac{m_n}{H_n^2} + \sqrt{\sigma_{2k}^2 \left(\frac{m_2}{H_2^2} \right)^2 + \dots + \sigma_{nk}^2 \left(\frac{m_n}{H_n^2} \right)^2} \right]; \quad (6.75)$$

$$i_{\beta} = C \left[\frac{m_1}{H_1} + K_{2i} \frac{m_2}{H_2} + \dots + K_{ni} \frac{m_n}{H_n} + \sqrt{\sigma_{2i}^2 \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \sigma_{ni}^2 \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2} \right], \quad (6.76)$$

где $A = 0,7(\cos^2 \alpha + \sin 2\alpha)$; $B = \cos \alpha / 0,3$; $C = \cos^2 \alpha$; α – угол падения пластов; $m_1, m_2, \dots, m_n$ – вынимаемые мощности пластов; $H_1, H_2, \dots, H_n$ – глубины залегания пластов в точках пересечения с плоскостью, проведенной под углом максимального влияния $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$; $K_{2\varepsilon}, \dots, K_{n\varepsilon}$; $K_{2k}, \dots, K_{nk}$; $K_{2i}, \dots, K_{ni}$ – коэффициенты, зависящие от положения и размеров зоны варьирования границ выработок во втором, третьем и т. д. пластах; $\sigma_{2\varepsilon}, \dots, \sigma_{n\varepsilon}$; $\sigma_{2k}, \dots, \sigma_{nk}$; $\sigma_{2i}, \dots, \sigma_{ni}$ – дисперсии горизонтальных деформаций, кривизны и наклонов, зависящие от тех же факторов.

При укрупненных расчетах и в тех случаях, когда неизвестны коэффициенты $K_{\varepsilon}, K_k, K_i$ и дисперсии $\sigma_{\varepsilon}, \sigma_k$ и σ_i , определение вероятных значений сдвижений и деформаций производится по несколько упрощенным формулам.

1. Оседание

$$\eta_{\beta} = 0,9 (m_1 + m_2 + \dots + m_n) \cos \alpha. \quad (6.77)$$

2. Наклоны

$$i_{\beta} = \pm C \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2}. \quad (6.78)$$

3. Кривизна

$$K_{\beta} = B \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1^2} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2^2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n^2} \right)^2}. \quad (6.79)$$

4. Горизонтальные сдвижения:

а) вкрест простирания

$$\xi_p = \pm(0,3 + \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}; \quad (6.80)$$

б) по простиранию

$$\xi_p = \pm 0,3 \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}. \quad (6.81)$$

5. Горизонтальные деформации:

а) вкрест простирания

$$\varepsilon_p = A \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}; \quad (6.82)$$

б) по простиранию

$$\varepsilon_p = \pm 0,7 \cos^2 \alpha \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}. \quad (6.83)$$

В условиях наклонного и крутого падения пластов, когда представляется возможным на основании имеющегося опыта определить наиболее вероятное положение горизонтов и примерные сроки отработки пластов, прогноз деформаций производится обычно с использованием различного рода таблиц и номограмм, в том числе и приведенных выше.

Вероятные деформации получаются в большинстве случаев несколько больше ожидаемых, так как при их определении не учитывается возможная взаимная компенсация, вызванная развитием деформаций разных знаков на участках, подверженных влиянию нескольких пластов.

Расчет деформаций земной поверхности при разработке свит крутопадающих пластов состоит из двух этапов. На первом этапе производят расчет сглаженных графиков деформаций по формулам (6.42) – (6.46), на втором этапе – расчет уступов по изложенной ниже методике.

При наличии календарных планов горных работ высоту уступа в полумульде по падению (где наиболее вероятно образование уступов) рассчитывают по эмпирической формуле, полученной экспериментальным путем для условий Донецкого бассейна:

$$h_{o,y} = 10cl_i \left(\frac{\alpha}{\rho} - 0,6 \right)^2, \quad (6.84)$$

где $h_{o,y}$ – ожидаемая высота уступа; l – расстояние между уступами (определяется из наблюдений или принимается равным 30 м); i_z – ожидаемое сглаженное значение наклона, определяемое по формуле (6.43); α – угол падения пластов, градус; ρ – радиан (57°); c – коэффициент, учитывающий влияние свойств горных пород на развитие уступов, $c = 2,15-0,27 f$, но не менее 0,3 и не более 1; f – средневзвешенный коэффициент крепости пород толщи по шкале М.М. Протодяконова, определяемый по данным испытаний пород или соответствующим таблицам.

Наклоны i_y и кривизну K_y участков между уступами находят из выражений:

$$i_y = 0,75 \frac{ci_z}{\cos^2 \alpha} \quad (\text{но не менее } i_z); \quad (6.85)$$

$$K_y = 5\Delta i_y / l, \quad (6.86)$$

где Δi_y – разность наклона участков, прилегающих к уступу. При отсутствии календарных планов развития горных работ максимальную высоту уступа вычисляют по формуле

$$h_{o,y} = 3cl \frac{m_o}{H_o} N(\alpha / \rho - 0,65), \quad (6.87)$$

где m_o и H_o – мощность и глубина пласта, имеющего наименьшую кратность; N – коэффициент совместного влияния свиты пластов.

В формуле (6.84) значение 0,6 соответствует среднему по бассейну значению минимального угла (выраженному в данном случае в радианах), при котором начинается образование обратных уступов. Значение этого угла (угла сдвига α_c) зависит от сил трения и сцепления на контактах слоев, по которым происходит сдвиг. Наиболее точное его значение определяется натурными наблюдениями. В районах, где таких наблюдений нет, можно

пользоваться в качестве первого приближения данными табл. 6.6 в зависимости от коэффициента f , который находится в корреляционной связи с остальными прочностными характеристиками массива, в том числе и с теми, что оказывают влияние на угол α_c .

Таблица 6.6

Значения углов сдвига α_c , градус

$f = [\sigma_{сж}]/100$	α_c	$f = [\sigma_{сж}]/100$	α_c
2	30	7	40
3	32	8	42
4	31	9	44
5	36	10	45
6	38		

Значения α_c , приведенные в табл. 6.6, получены из решения уравнений вида $(\alpha/\rho - 0,6)^2 c = \sin^2(\alpha - \alpha_c)$, составленных для различных условий, т.е. для различных α и коэффициентов $c = F(f)$.

Тогда эмпирическая формула (6.84) запишется как

$$h_{o,y} = 10li_z \sin^2(\alpha - \alpha_c). \quad (6.88)$$

При отсутствии календарных планов развития горных работ в формуле (6.84) вместо i_z следует принимать $i_{\max} = (1,6 - \frac{\alpha}{\rho})N \frac{m_o}{H_o}$, т.е.

$$h_{o,y} = 10l(1,6 - \alpha/\rho) \frac{m_o}{H_o} N \sin^2(\alpha - \alpha_c). \quad (6.89)$$

Для определения l необходимо наметить точки на разрезе вкрест простирания пластов, где следует ожидать появление уступов, которые образуются, как уже указывалось, в местах расслоения толщи горных пород, приуроченных к различного рода ослаблениям. Весьма существенным является то обстоятельство, что при повторных подработках земной поверхности трещины расслоения и уступов образуются в тех местах, где они наме-

тились при первых подработках. Поэтому перед повторными подработками целесообразно исследовать подрабатываемый участок с целью обнаружения на земной поверхности или в сооружениях признаков возникновения трещин и уступов. Последние хорошо видны на асфальтированных дорогах и на цоколях домов. Признаком наличия уступа на земной поверхности может служить также расходящаяся кверху трещина в здании, расположенном в полумульде со стороны падения, в зданиях, где кривизна между уступами обычно небольшая и не приводит к образованию заметных трещин. Трещина, уменьшающаяся кверху, свидетельствует о наличии под зданием растягивающих усилий.

Местоположение трещин и уступов на проектируемом к подработке участке достаточно точно можно определить путем трассировки их с подработанного соседнего участка, так как направление трещин и уступов совпадает с простиранием пластов.

Одновременно с накоплением данных о влиянии горных работ на земную поверхность создавались (с использованием этих данных) гипотезы о характере сдвижения горных пород в массиве. Некоторые из них дополнительно базировались на моделировании и отдельных наблюдениях в подземных выработках. К числу таких ранних гипотез относится так называемая «теория купола» или «теория свода», предложенная французским ученым М. Файолем в 1885 г. [31]. Согласно этой гипотезе сдвижение горных пород ограничивается куполообразным пространством, основанием которого служит выработанная площадь. Действие веса толщи горных пород, расположенной выше купола, передается пятами разгружающего свода на массив горных пород по бокам выработки, при этом породы боков выработки подобно штампам выжимают почву выработки в отработанное пространство. Внутри купола породы находятся в разрыхленном состоянии. На расстоянии, в двести раз превышающем мощность разрабатываемого пласта, разрыхленные горные породы полностью заполняют купол, подпирая его свод, и сдвижение выше не распространяется.

Развивая теорию свода, немецкие ученые В. Гаак и Г. Шпакелер распространяют границу ядра свода, разгруженно-го от напряжений, в породы почвы. При этом Г. Шпакелер считает, что внутри большого свода имеется малый свод, обеспечивающий разгрузку от напряжений в том случае, если большой свод выходит на поверхность и разрушается. Их соотечественник Ф. Ржиха подразделяет процесс сдвижения на две стадии: на первой стадии, как и у М. Файоля, образуется свод, который на второй стадии разрушается с образованием в массиве пород трещин. Развитие трещин идет до тех пор, пока они не займут положение, соответствующее углам естественного откоса. По данным Ф. Ржиха углы естественного откоса в сплошных скалистых породах равны 85° , в скалистых породах, но чередующихся со сланцами, мергельными и глинистыми породами, – 81° ; в толще горных пород, сложенной сланцем, мергелем, глиной и тонкими пластами каменного угля, они равны 64° – 76° ; во влажных породах (песках, глинах, галечниках с тонкими слоями мергеля или глины) углы естественного откоса составляют 54° , в мощных отложениях насыщенных водой наносов – 45° . Наибольшее развитие гипотеза свода получила в трудах проф. М.М. Протодяконова. При создании гипотезы М.М. Протодяконов уподоблял горные породы в пределах свода сыпучей несвязной среде. При этом он, пользуясь методом предельного равновесия, доказал, что если будет образовываться свод естественного равновесия, то он будет иметь форму параболы. При этом предполагалось, что максимальное сжимающее напряжение нормально к кровле выработки.

Параметры же этой параболы будут определяться пролетом выработки и прочностными свойствами пород:

$$y = x^2 / (af), \quad (6.90)$$

где y и x – ордината и абсцисса точки свода (начало координат расположено в середине плоской кровли выработки); a – половина пролета выработки; f – прочностной параметр, зависящий также от величины действующих напряжений.

6.2. ПРОЯВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В КАПИТАЛЬНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

6.2.1. Факторы, определяющие геомеханическое состояние пород вокруг выработок

Геомеханическое состояние пород вокруг выработок зависит от геологических условий, в которых пройдены выработки, и горно-технических условий их проведения и эксплуатации, называемых обычно технологическими факторами. К геологическим условиям относятся глубина разработки, структура, физико-механические свойства горных пород, мощность и угол падения залежей полезных ископаемых.

Технологическими факторами являются форма, размеры, расположение горных выработок, механическая характеристика крепи, скорость подвигания и время поддержания выработок.

Глубина разработки существенно влияет на напряженное состояние массива и расположенных в нем выработок. С определенной глубины участки массива становятся угрожаемыми по горным ударам и внезапным выбросам, а с еще большей глубины – опасными по этим динамическим явлениям.

Структура оказывает существенное влияние на характер деформирования горных пород вокруг выработок. Чем меньше размер структурных блоков, тем больше вероятность образования вывалов и заколов, вызываемых разрушением пород в форме сдвига и отрыва по контактам этих блоков или других структурных неоднородностей.

Физико-механические свойства горных пород относятся к основным исходным данным, используемым при прогнозе характера поведения выработок, выборе вида и параметров крепи. В породах, обладающих способностью к проявлению значительных пластических деформаций, хрупкого разрушения пород не происходит. После относительно спокойного упругого деформирования пород в них развиваются пластические деформации обычно без разрыва сплошности, называемые пластическим течением. В тех случаях, когда пластические деформации со-

проводятся разрывом сплошности пород, происходит их разрушение. Наличие пластических пород в почве выработок вызывает их пучение.

Мощность и угол падения залежей полезных ископаемых оказывают заметное влияние на состояние выработок в тех случаях, когда часть сечения выработки находится в полезном ископаемом, а часть – во вмещающих породах. В этом случае на контакте двух геологических сред, особенно при крутом падении пород, могут возникать деформации сдвига и отрыва пород, существенно усложняющие проведение и поддержание выработок.

Наибольший интерес для практики горного дела имеют технологические факторы, поскольку с их помощью можно управлять геомеханическими процессами в массиве горных пород, вмещающем выработки, и создавать нормальные условия для проведения и поддержания этих выработок. Рассмотрим эти факторы подробнее.

Форма поперечного сечения выработок играет важную роль в их устойчивости. Чем меньше в сечении выработки углов и закруглений малого радиуса кривизны, в которых происходит концентрация напряжений, тем выработка устойчивее. Повышение устойчивости выработок достигается также подбором таких сечений выработок, которые соответствуют параметрам начального поля напряжений, что осуществляется изменением высоты подъема свода и соотношения ширины и высоты выработки.

Размер выработки является одним из основных параметров, определяющих ее устойчивость. Выработка считается устойчивой, если в ее кровле отсутствуют растягивающие напряжения или они значительно меньше значений, при которых в породах кровли возникают секущие трещины. Проф. Н.С. Булычев по степени устойчивости кровли подразделяет обнажения на следующие пять категорий [8]:

1. Вполне устойчивые – вывалы и обнажения отсутствуют.
2. Устойчивые – возможны отдельные отслоения.
3. Средней устойчивости – возможно образование вывалов после длительной эксплуатации выработки.

4. Неустойчивые – вывалы образуются вскоре после обнажения.

5. Весьма неустойчивые – обрушение происходит вслед за обнажением.

Расположение горных выработок оказывает влияние на их устойчивость при наличии в толще тектонических напряжений или старых и действующих горных выработок. В первом случае повышение устойчивости выработок достигается правильным выбором пространственной ориентации сечения относительно компонент начального поля напряжений и структурных неоднородностей, во втором – расположением выработок за пределами вредного влияния смежных горных работ. Расположение выработок в зонах разгрузки улучшает состояние выработок, в зонах повышенного горного давления – ухудшает.

Механическая характеристика крепи является основным фактором, при правильном выборе которого можно предотвратить чрезмерное развитие зоны неупругих деформаций и обрушение пород. При достаточно большой жесткости крепи она работает в режиме заданной (или взаимовлияющей) деформации и горное давление возникает вследствие того, что крепь принимает прирост смещений с момента ее установки, который зависит от давления p . Поэтому последнее можно определить из условия совместности смещений [57]:

$$U_t(p) = U_0 + U_t^k(p), \quad (6.91)$$

где $U_t(p)$ – смещение поверхности выработки в момент времени t ; U_0 – смещение поверхности выработки до наступления контакта между крепью и этой поверхностью; $U_t^k(p)$ – смещение контура крепи в момент времени t . При малой жесткости крепи ее смещения велики, и поэтому породы зоны неупругих деформаций отслаиваются от окружающих пород, нагружая крепь собственным весом (режим заданной нагрузки). В режиме заданной или взаимовлияющей деформации давление будет тем меньше, чем меньше жесткость крепи. Этой возможностью снижения нагрузки пользуются на практике, создавая в крепи различные узлы и элементы податливости. Однако, чем меньше

реакция крепи, тем больше размеры зоны неупругих деформаций, породы которой воздействуют на крепь своим весом. Таким образом, снижение жесткости крепи имеет естественный предел – оптимальную жесткость, обеспечивающую минимальное давление в данных горно-геологических условиях. При невозможности (или затруднительности) регулировки жесткости постоянной крепи давление на нее снижают, возводя крепь на достаточном расстоянии от забоя и (или) спустя достаточное время после обнажения. В период от момента образования обнажения до возведения постоянной крепи соответствующие участки выработки поддерживаются временной крепью. Для выработок, не испытывающих влияния очистных работ, типичное значение смещения контура выработки составляет 20–40 см, а давление на крепь – 100–200 кПа. Однако в зависимости от типа крепи, глубины разработки, свойств пород и других факторов эти величины могут изменяться в несколько раз.

Влияние очистных работ приводит к увеличению смещений контура выработки. Если выработка непосредственно примыкает к лаве (например, откаточный и вентиляционный штреки), то смещения достигают половины вынимаемой мощности пласта. С целью уменьшения этого влияния применяют специальные виды крепи в сочетании с различными способами охраны горных выработок.

Скорость подвигания и время поддержания выработок оказывают существенное влияние на устойчивость и состояние выработок. Увеличение скорости подвигания забоя смягчает вредное влияние горного давления. Уменьшение времени поддержания выработки, т.е. продолжительности действия нагрузки, снижает деформации вмещающих пород, поскольку установлено, что деформации горных пород, не подчиняющиеся линейному закону Гука, проявляют запаздывание в своем развитии. Проф. В.Д. Слесарев описывает зависимость разрушающей нагрузки от времени следующим выражением [61]:

$$p \cdot t^n = T = \text{const}, \quad (6.92)$$

где p – нагрузка, разрушающая материал за время действия t ; t – время действия нагрузки; n – постоянный коэффициент, ха-

рактизирующий свойства материала; T – постоянная величина, зависящая от свойств материала и представляющая нагрузку, мгновенно разрушающую материал (временное сопротивление, прочность).

Общая деформация горных пород e при данной нагрузке p за данный период времени t , аналогично уравнению Гейсса, определится приближенно зависимостью

$$e = \alpha \cdot \beta + \beta \cdot t^n, \quad (6.93)$$

где α – коэффициент, обратный модулю упругости; β – коэффициент, зависящий от свойств материала (породы).

6.2.2. Характер проявления геомеханических процессов в горных выработках

Изменение естественного поля напряжений при проведении горных выработок проявляется в форме различного рода сдвижений, деформаций и разрушений выработок и вмещающих их пород, нагрузок на крепь, массив пород и целики, прилегающие к выработкам. Развивающееся при этом горное давление подразделяется на следующие виды:

- боковое – горизонтальная составляющая горного давления, величина которой зависит от глубины залегания, физико-механических свойств горных пород и геологических факторов;
- вертикальное – давление на крепь, целики и массив, действующее по вертикали и вызванное массой вышележащих горных пород;
- динамическое – давление горных пород на крепь, целики, возникающее при больших скоростях приложения нагрузок (взрыв, внезапное обрушение пород кровли, горные удары, внезапные выбросы угля и газа и т.д.);
- первичное – давление горных пород, вызванное перераспределением напряжений в массиве горных пород при проведении выработок;
- статическое – давление горных пород на крепь, целики и массив, в котором инерционные силы отсутствуют или весьма малы;

- установившееся – давление, не изменяющееся с течением времени;

- неуставившееся – давление, изменяющееся с течением времени вследствие ведения горных работ, ползучести пород и релаксации напряжений.

Перераспределение напряжений, вызванное проведением горных выработок, происходит в определенной последовательности [57]. Вначале напряжения вокруг выработки определяются упругими свойствами пород. Компенсируя исчезнувший силовой фактор – реакцию, с которой действовала извлеченная из выработки порода, вблизи выработки появится область концентрации напряжений. Наибольшей величины концентрация достигает на контуре сечения выработки, а в глубь массива быстро уменьшается. Если напряжения на контуре сечения выработки не превышают предела длительной прочности пород, то смещения в выработке являются следствием упруговязких деформаций. В этом случае массив пород деформируется без нарушения сплошности. При напряжениях, превышающих длительную прочность, но меньших мгновенной прочности, вблизи выработок образуется зона длительного разрушения пород. Когда напряжения на контуре превысят мгновенную прочность пород, вокруг выработки образуются три зоны: мгновенного разрушения пород, длительного разрушения и упруговязкая зона.

Приведенные типы деформирования сопровождаются увеличением объема пород, особенно в зонах разрушения и смещения пород в сторону обнажения (внутрь выработки).

Данные о механизме деформирования пород и величине нагрузки на крепь, полученные с помощью комплексных натурных наблюдений (динамометрических устройств, глубинных и контурных реперов), показывают, что в выработках, проводимых вне зоны влияния очистных работ, рост нагрузок на крепи отмечается сразу же после установки и с наибольшей интенсивностью продолжается в первый месяц, достигая 60 % от конечных нагрузок. По достижении определенного значения нагрузки остаются на этом уровне до исчерпания податливости крепи или до начала влияния очистных работ.

По периметру сечения выработок нагрузки распределяются весьма неравномерно при всех применяемых типах крепи. При прочих равных условиях на крутых пластах преобладает боковое давление, на пологих – вертикальное. Смещения пород также начинаются сразу после их обнажения в забое выработки.

Деформирование крепи выработок происходит подобно смещению вмещающих пород, как правило, с некоторым отставанием. Это обусловлено наличием технологического зазора между крепью и породами.

При рассмотрении совместной работы системы крепь – порода обычно исходят из положения, что горное давление является силой, созданной движением пород и их деформациями, вызванными нарушением существовавшего равновесия пород при проведении выработки. На крепь оказывают влияние потерявшие равновесие породы. Величина давления на крепь измеряется ее реакцией – отпором весу отслоившихся пород и их движению. Решающим фактором условий работы крепи в выработке являются, с одной стороны, смещение и деформации горных пород, с другой – ее механическая характеристика (тип и форма крепи, несущая способность и податливость).

Податливая крепь менее противодействует развитию зоны неупругих деформаций в массиве пород вокруг выработки. Увеличение податливости крепи при небольшом ее отпоре вначале ведет к резкому падению нагрузок на крепь, что связано с возрастанием зоны упругих деформаций. Дальнейшее обеспечение податливости крепи приводит к некоторому росту нагрузок на нее. Подобная крепь существенно не противодействует развитию зоны неупругих деформаций и расслоению пород в этой зоне.

В оптимальном варианте податливость крепи должна быть ограничена величиной, равной или незначительно большей величины деформации пород контура при образовании зоны неупругих деформаций, а ее несущая способность должна обеспечивать поддержание пород в объеме этой зоны.

По достижении необходимой податливости и достаточного отпора крепи в системе крепь – порода устанавливается равновесие. Рост размеров зоны неупругих деформаций, процесс разрушения и смещения пород, а также увеличение нагрузки на крепь прекращаются.

Небольшие смещения пород могут продолжаться за счет снижения их прочности под действием влаги, температуры и т.д.

Все встречающиеся ситуации с точки зрения опасности внезапного обрушения пород с кровли выработки, Е.Л. Счастливцев и О.Г. Торопов [64] подразделяют на следующие три группы:

1. Нормальные. В этой ситуации вероятность обрушений пород кровли очень низкая и они практически отсутствуют. При нормальных условиях проведения горной выработки скорость смещения составляет 0,7–9,0 мм/сут, а полные смещения в течение полутора суток не превышают 7 мм.

2. Критические. В этой ситуации вероятность обрушения пород кровли высока и она может возникнуть как за счет горно-геологических, так и за счет горно-технических условий при проведении выработок. Скорость смещения пород в контур выработки в этом случае составляет 20–50 мм/сут, а полная конвергенция в первые 1,5 сут после обнажения не превышает 65 мм.

3. Катастрофические ситуации наблюдаются в зонах геологических нарушений, где ведение горных работ требует особой осторожности и дополнительных инженерных решений. При катастрофических условиях проведения горной выработки скорость смещений превышает 60 мм/сут и на параметры вывалообразования в кровле (внезапные обрушения) значительное влияние оказывают горно-технические параметры проведения горных выработок.

Нормальная ситуация проведения и поддержания выработок обеспечивается применением дополнительных мероприятий по повышению устойчивости пород кровли или путем варьирования технологических параметров ее проведения.

6.2.3. Особенности деформирования и охраны вертикальных шахтных стволов

Вертикальные стволы шахт и рудников являются основными артериями горно-добывающих предприятий, потому к их охране подходят особенно внимательно. Согласно действующим

«Правилам» и «Указаниям» стволы охраняют, как правило, без учета безопасной глубины; это означает, что практически при всех глубинах залегания полезных ископаемых под стволами должны оставаться предохранительные целики. Тем не менее обследование состояния вертикальных стволов шахт во многих регионах показывает, что деформации стволов возникают довольно часто, особенно при больших глубинах разработки месторождений. Такое положение объясняется тем, что в стволе одновременно происходят деформации сжатия в вертикальном и радиальном направлениях, он изгибается и наклоняется в сторону выработанного пространства, в нем возникают деформации сдвига. Эти особенности деформирования стволов требуют применения особых мер их охраны, отличающихся от обычных мер, применяемых для охраны других объектов. Из анализа характера деформирования стволов и горно-геологических условий ведения горных работ вблизи их вытекает, что в подавляющем большинстве случаев основной причиной повреждения крепи является сжатие массива горных пород, окружающих стволы. Следовательно, предохранительные целики должны быть прежде всего таких размеров, при которых сжатие стволов не превысит критериев, допустимых для данного вида крепи.

Интегральным показателем деформирования предохранительного целика и расположенного в нем ствола является оседание земной поверхности в центре целика. Для установления зависимости оседания устья ствола от влияющих факторов были проанализированы результаты наблюдений за оседанием земной поверхности над серединой целика $\eta_{\text{ц}}$ при различных размерах оставленных целиков L . Величины $\eta_{\text{ц}}$ выражались в долях от максимальных оседаний земной поверхности η_{max} над очистными выработками, а размеры целиков L – в долях от глубины разработки H . Фактические данные позволили получить кривую (рис. 6.13), которую можно аппроксимировать уравнением вида

$$\eta_{\text{ц}} = \eta_{\text{max}} (1 - 1,2L/H)^2. \quad (6.94)$$

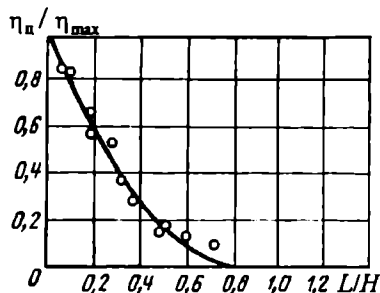


Рис. 6.13. Зависимость относительного оседания над серединой целика $\eta_{\text{ц}} / \eta_{\text{max}}$ от отношения размера целика к глубине его расположения L/H

Поскольку основной причиной сжатия ствола является опорное давление, среднюю относительную величину сжатия ствола в зоне опорного давления можно определить из выражения

$$\varepsilon_{\text{ср}} = \eta_{\text{ц}} H' = (\eta_{\text{max}} H') (1 - 1,2 L/H)^2, \quad (6.95)$$

где H' – длина участка ствола, находящегося в зоне опорного давления.

Решив уравнения (6.94) и (6.95) относительно L/H , получим общий размер целика по простиранию при условии, что ствол сжимается равномерно:

$$L = 0,83H \left(1 - \sqrt{\varepsilon_{\text{ср}} \frac{H'}{\eta_{\text{max}}}} \right). \quad (6.96)$$

Но поскольку ствол сжимается неравномерно, при этом наибольшее сжатие ствола происходит, как правило, в зоне пересечения его разрабатываемым пластом, в формулу (6.96) вместо $\varepsilon_{\text{ср}}$ следует подставить $\varepsilon_{\text{max}}/2$, так как для инженерных расчетов характер затухания опорного давления по высоте можно принять линейным (рис. 6.14).

В этом случае формула (6.96) примет вид

$$L = 0,83H \left(1 - \sqrt{\frac{\varepsilon_{\text{max}}}{2} \frac{H'}{\eta_{\text{max}}}} \right). \quad (6.97)$$

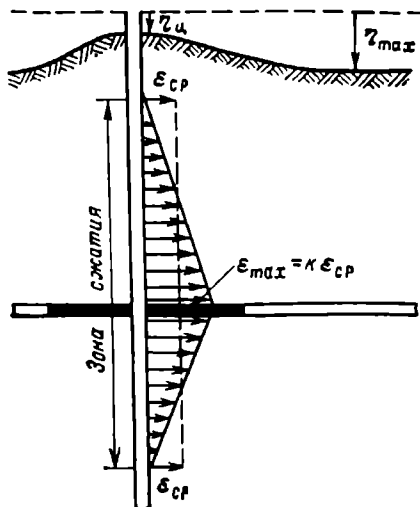


Рис. 6.14. Схема к определению деформаций породного массива, окружающего ствол

Для определения величины максимального оседания земной поверхности над отрабатываемой выработкой $\eta_{\max}$, находящейся в непосредственной близости к вертикальному стволу, воспользуемся формулой, приведенной в Правилах охраны сооружений:

$$\eta_{\max} = qm\sqrt{n_1 n_2}, \quad (6.98)$$

где

$$n_1 = 0,8 \frac{D_1}{H_{\text{ср}}} \text{ и } n_2 = 0,8 \frac{D_2}{H_{\text{ср}}}, \quad (6.99)$$

но не более 1; D_1 и D_2 – размеры очистной выработки соответственно вкрест простирания и по простиранию пласта; q – коэффициент, изменяющийся в пределах 0,5–0,9 (чем породы прочнее, тем q меньше).

Поскольку отношение D_2/H , как правило, значительно больше единицы, можно принять с некоторым запасом n_2 равным единице. Отсюда выражение (6.98) будет иметь вид

$$\eta_{\max} = qm\sqrt{n_1}. \quad (6.100)$$

При полной подработке земной поверхности во всех направлениях максимальное оседание пород над обрабатываемой лавой

$$\eta_{\max} = qm. \quad (6.101)$$

В остальных случаях

$$\eta_{\max} = qm\sqrt{0,8\frac{D_1}{H}}. \quad (6.102)$$

Для определения длины участка ствола H' , находящегося в зоне опорного давления, воспользуемся зависимостью величины зоны опорного давления в плоскости пласта от глубины расположения очистной выработки и от мощности пласта, установленной и графически изображенной И.М. Петуховым.

Эту зависимость можно аналитически аппроксимировать следующим выражением:

$$H'_1 = 1,6\sqrt{Hm}, \quad (6.103)$$

где H'_1 – ширина зоны опорного давления в плоскости пласта; $H'_1 = H'/2$, или $H' = 2H'_1$; m – мощность извлекаемого пласта.

Подставив в выражение (6.97) указанное значение H' , получим

$$L = 0,83H \left(1 - 1,3\sqrt{\frac{\epsilon_{\max}}{q} \frac{\sqrt{Hm}}{\eta_{\max}}} \right). \quad (6.104)$$

Заменив $\epsilon_{\max}$ в формуле (6.102) на величину допустимого сжатия крепи ствола $\epsilon_{\text{доп}}$, найдем

$$L = 0,83H \left(1 - 1,3\sqrt{\frac{\epsilon_{\text{доп}}}{q} \frac{\sqrt{Hm}}{\eta_{\max}}} \right). \quad (6.105)$$

Подставив в выражение (6.105) значение оседания пласта над отрабатываемой лавой из уравнения (6.102), после преобразования получим формулу для определения расстояния от ствола до границы целика, симметрично оконтуренного с двух сторон в направлении простирания пласта, при неполной подработке земной поверхности:

$$l = 0,4H \left(1 - 1,3 \sqrt{\frac{\epsilon_{\text{доп}} H}{q \sqrt{D_1 m}}} \right), \quad (6.106)$$

где l – расстояние от ствола до границы предохранительного целика; $\epsilon_{\text{доп}}$ – допустимое относительное сжатие околоствольного массива горных пород в вертикальном направлении. ВНИМИ установлены следующие величины допустимых вертикальных сжатий массива пород для различных видов крепи: для монолитного бетона – $0,62 \cdot 10^{-3}$, кирпича – $0,73 \cdot 10^{-3}$ и железобетонных тубингов – $2,0 \cdot 10^{-3}$.

Аналогично получается формула для определения границы целика, оконтуренного горными работами с четырех сторон при неполной подработке земной поверхности:

$$l = 0,4H \left(1 - \sqrt{\frac{\epsilon_{\text{доп}} H}{q \sqrt{D_1 m}}} \right). \quad (6.107)$$

На рис. 6.15 показаны размеры предохранительных целиков l при различных глубинах разработки пластов и допустимых деформаций крепи, рассчитанных по рекомендованной методике.

В условиях полной подработки земной поверхности, когда $\eta_{\text{max}} = qm$, расстояние от ствола до границы предохранительного целика можно определить по формуле

$$l = 0,4H \left(1 - 1,16 \sqrt{\frac{\epsilon_{\text{доп}}}{q}} \sqrt{\frac{H}{m}} \right). \quad (6.108)$$

Аналогично можно получить формулу для определения границы целика, оконтуренного горными работами с четырех сторон, при полной подработке земной поверхности:

$$l = 0,4H \left(1 - 0,9 \sqrt{\frac{\epsilon_{\text{доп}}}{q}} \sqrt{\frac{H}{m}} \right). \quad (6.109)$$

Как видно из приведенных формул, зависимость размеров предохранительных целиков от глубины нелинейная, как это получается при построении предохранительных целиков по постоянным угловым параметрам. Для устранения этого недостатка проф. К. Несет предложил определять границы целика путем вращения вокруг оси ствола некоторой кривой, называемой тангенсоидой. Согласно этому методу в верхней части ствола целик строится коническим с таким углом при вершине, который обеспечивает защиту этой части ствола. Затем радиус вращения кривой постепенно уменьшается, что эквивалентно увеличению угла сдвижения с глубиной. Достоинством этого метода является учет нелинейной зависимости размеров целика от глубины. Недостатки построения целиков по угловым параметрам при этом методе сохраняются.

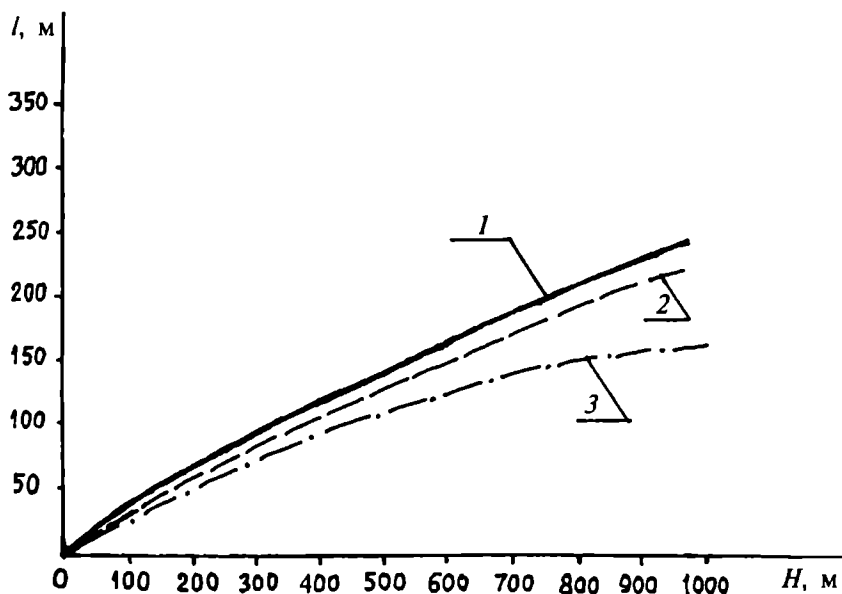


Рис. 6.15. Зависимость размеров целика от глубины горных работ и допустимых деформаций крепи:

размер целика: 1 — при $\epsilon_{\text{доп}} = 0,00062$; 2 — при $\epsilon_{\text{доп}} = 0,00073$; 3 — при $\epsilon_{\text{доп}} = 0,002$

В последнем издании Правил охраны сооружений размеры целиков для охраны вертикальных стволов шахт также находятся в нелинейной зависимости от глубины, но в отличие от метода К. Несета, относительные размеры этих целиков с глубиной не убывают, а возрастают.

На рис. 6.16 показаны размеры предохранительных целиков l при различных глубинах разработки пластов, рассчитанные по Правилам охраны сооружений и по рассмотренной методике при $m = 1$ м, $D = 150$ м, $\epsilon_{\text{доп}} = 0,00031$ и $\epsilon_{\text{доп}} = 0,00062$.

Наиболее уязвимыми участками ствола являются его сопряжения с горизонтальными выработками. Расчеты показывают, что зоны разрушения локализуются вблизи угловых точек, преимущественно в кровле выработки, при этом хрупкое разрушение, связанное с трещинообразованием, возникает обычно на фоне пластического разрушения, когда неупругие деформации достигают предельного уровня. Поэтому на участке сопряжения требуется возведение мощной жесткой конструкции крепи, когда отношение $\gamma H / \sigma_{\text{сж}}$ превышает значения 0,6–0,8.

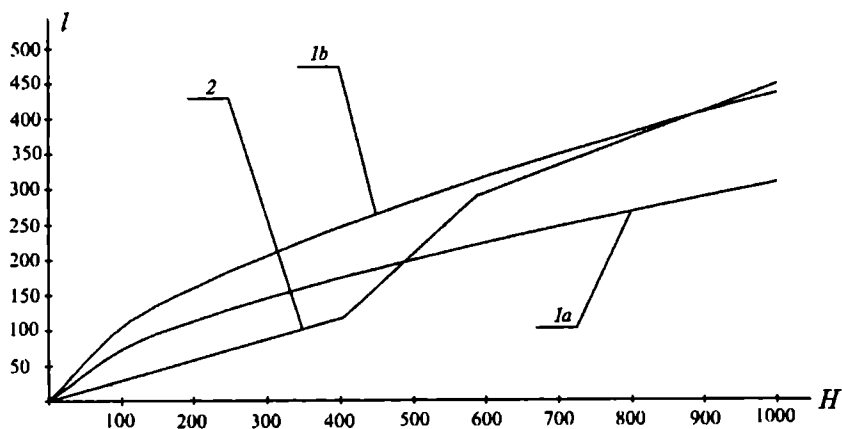


Рис. 6.16. Размеры предохранительных целиков, рассчитанные по рассмотренному методу:

1a – при $\epsilon_{\text{доп}} = 0,00062$; 1b – при $\epsilon_{\text{доп}} = 0,00031$; 2 – по Правилам охраны сооружений

6.3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

При очистной выемке длинными забоями (лавами) характер горного давления и его проявлений существенно иной, чем в капитальных и подготовительных выработках. Это обусловлено прежде всего обнажением пород на больших площадях, постоянным перемещением забоя и относительно небольшим временем использования призабойного пространства очистной выработки.

Полезное ископаемое впереди забоя является опорой для кровли, поэтому в нем возникают повышенные нормальные напряжения (опорное давление), вызывающие частичное разрушение и выдавливание призабойной части полезного ископаемого (отжим). В кровле очистной выработки основным видом смещений пород является послойный отрыв с образованием зазоров и щелей между отдельными слоями (расслоение и отслоение). При определенной величине подвигания забоя возможно разрушение слоев горных пород и обрушение их в выработку. Для предотвращения самопроизвольного массового обрушения пород в призабойное пространство, создающего аварийные ситуации, применяют различные способы управления горным давлением.

6.3.1. Развитие геомеханических процессов при добыче полезных ископаемых и их проявление в очистных выработках

Очистные работы вызывают деформации пород кровли, которые проявляются в виде ее обрушений и разломов, образования трещин и опускания без разрыва сплошности. При больших размерах выработанного пространства процесс сдвижения достигает поверхности. Вначале разрушаются породы непосредственно над пластом, а затем, с развитием выемки, происходит облом вышележащих слоев пород кровли.

Под влиянием горных работ в массиве образуется несколько зон, отличающихся по характеру и степени деформирования пород, что достаточно полно изложено в п.6.1.2.

Сдвижение массива пород при очистной выемке и сопутствующие ему физические процессы обусловлены сложным взаимодействием множества факторов, характеризующих поведение массива, и в значительной мере зависят от технологии ведения работ. Один и тот же горный массив может вести себя различно при отработке пластов длинными или короткими забоями, при широкозахватной и узкозахватной выемке, при различных скоростях подвигания очистных забоев и способах управления кровлей и т.д. [59].

Наиболее полно изучено развитие геомеханических процессов при разработке угольных месторождений. Поскольку закономерности, установленные на этих месторождениях, в значительной мере можно распространить на другие пластообразные залежи, рассмотрим их подробнее.

Процесс обрушения в выработанном пространстве по мере подвигания забоя распространяется висячий бок, захватывая вначале идущую вслед за непосредственной основную кровлю, а затем и вышележащие слои. По мере удаления от пласта беспорядочное обрушение сменяется упорядоченным обрушением и плавным опусканием слоев, уменьшающимся с увеличением степени разрыхления и мощности обрушающейся непосредственной кровли. При работе с механизированной крепью непосредственная кровля обрушается вслед за передвижением крепи. Основная кровля некоторых пластов представляет собой мощные слои прочной породы (например, песчаника). Такая кровля обрушается только при очень значительном подвигании забоя, что вызывает усиленное давление на крепь. Эффективное управление горным давлением при подобных труднообрушающихся кровлях возможно путем предварительного ослабления их впереди линии забоя взрыванием мощных скважинных зарядов (торпед), гидроразрыхлением и т.п. Перспективно также применение механизированных крепей высокого сопротивления. При слабых породах почвы, в которые вдавливаются крепь, используют специальные расширенные опоры. Для управления горным давлением на крутопадающих пластах применяется закладка выработанного пространства, которая препятствует прогибу слоев кровли, ликвидируя чрезмерные изгибающие моменты и возможность обрушения.

Горное давление на крепь очистной выработки вычисляется с учетом условий ее работы в режиме заданной нагрузки или заданной (взаимовлияющей) деформации аналогично горному давлению на крепи капитальных и подготовительных выработок. При этом слои кровли рассматриваются как балки, плиты или шарнирно-блочные системы. Размеры зоны расслоения, в пределах которой образуется система взаимодействующих балок (плит), определяются методами механики деформируемой среды. Балки (плиты) считаются загруженными собственным весом, а также пригрузкой со стороны вышележащих слоев. Величина пригрузки определяется из эмпирических соотношений, полученных на основе лабораторных экспериментов, или аналитического вывода, базирующегося на условии совместности смещений. Шарнирно-блочная система образуется в результате упорядоченного разрушения балок (плит) и состоит из блоков пород кровли, которые взаимодействуют между собой в отдельных точках и на целых поверхностях. Сами блоки практически не деформируются, но поворачиваются друг относительно друга, взаимно проскальзывают с трением на поверхностях. Поведение таких шарнирно-блочных систем и их взаимодействие с крепью рассчитываются методами строительной механики. Расчет давления беспорядочно обрушенных пород и закладочных материалов на крепи осуществляется также методами механики сыпучей среды. Для анализа схем работы кровли и, главным образом, для практического выбора способов управления горным давлением широко используются различные классификации структур кровель. Несколько таких классификаций помещено в работе [8], одна из которых приведена в табл. 6.7.

В зависимости от расположения отдельных слоев боковых пород по отношению к пласту полезного ископаемого и способности их к обрушению и сдвиганию различают ложную, непосредственную и основную кровлю, ложную, непосредственную и основную почву.

Классификация пород кровли по устойчивости

Класс кровли	Характеристика устойчивости
Неустойчивая	Без применения крепи не дает устойчивых обнажений, обрушается вслед за подвиганием забоя
Слабоустойчивая	В призабойной полосе шириной до 1 м устойчива в течение 2–3 ч
Среднеустойчивая	В призабойной полосе шириной до 2 м устойчива до 1 сут
Устойчивая	В призабойной полосе шириной до 2 м имеет длительную устойчивость – до 2 сут
Весьма устойчивая	В призабойной полосе шириной 5–6 м обладает длительной устойчивостью

Ложной кровлей называют легкообрушающийся слой пород незначительной мощности (до 0,5–0,6 м), залегающий непосредственно над пластом угля. Обычно ложная кровля обрушается при выемке угля или через небольшой промежуток времени.

Непосредственной кровлей называют толщу пород над угольным пластом, которая легко обрушается при небольших обнажениях на некотором расстоянии от забоя при выбойке призабойной и переноске посадочной крепи. Мощность непосредственной кровли определяется мощностью систематически обрушающихся в выработанном пространстве пород после переноски посадочной крепи.

Основной кровлей называют толщу прочных пород, залегающую над непосредственной кровлей. Породы основной кровли могут сохранять устойчивость при обнажении их на большой площади. Обрушаются они с отставанием во времени от непосредственной кровли.

Ложной почвой называют слабые легкоразрушающиеся породы мощностью до 0,3–0,4 м, залегающие непосредственно под пластом.

Непосредственной почвой называют толщу пород, залегающую непосредственно под угольным пластом. Со свойствами непосредственной почвы связаны явления пучения, сползания ее на крутых пластах, а также вдавливания в нее крепи.

Основной почвой называют толщу пород, залегающую ниже непосредственной почвы.

Ложная кровля обычно состоит из углистых и слабых глинистых сланцев, непосредственная кровля чаще всего представлена песчано-глинистыми и глинистыми сланцами, а основная – известняками и песчаниками, реже – крепкими глинистыми сланцами.

Устойчивость и характер обрушения пород в очистном забое в большей степени зависят от способности пород расслаиваться; при этом большое значение имеет мощность тех обособленных слоев, на которые расслаивается порода. Чем меньше связь между слоями и чем тоньше эти слои, тем легче они обрушаются небольшими участками. Чем толще слои, на которые расслаивается порода, тем труднее они прогибаются и тем большими участками (глыбами) они обрушаются.

Расслоение пород тесно связано со слоистостью (неоднородностью осадка в разрезе). Основной его причиной является смена слабых пород крепкими, причем расслоение идет по прослойкам слабых пород и для этого достаточно, чтобы в крепкой породе была хотя бы весьма тонкая (доли миллиметра) сплошная прослойка слабой породы. Наибольшее расслоение пород отмечается при наличии сплошных прослоек глинистого, углистого и слюдистого материала, а также при наслоении растительных остатков.

Кроме слоистости в породах могут быть плоскости ослабления. Они могут проходить как по границе пластов, так и внутри однородных пород. Мощность породы между плоскостями ослабления называют пластовой отдельностью. Так как пластовая отдельность не имеет сцепления с вышележащими породами, то ее вес полностью передается на нижележащие породы. Чем больше мощность пластовой отдельности, тем выше ее устойчивость.

Если сцепление между слоями такое, что под собственным весом расслоения не происходит, то границы между слоями не будут являться пластовыми отдельностями.

Устойчивость пород в горных выработках в значительной степени зависит от трещиноватости. В известняках расстояние

между трещинами в 2–10 раз превышает мощность пластовой отдельности. В мелкозернистых песчаниках в 78 % случаев расстояние между трещинами превышает мощность пластовой отдельности в 1–3 раза, а в 20 % случаев – в 3–10 раз. В крупнозернистых песчаниках в 92 % случаев расстояние между трещинами превышает мощность пластовой отдельности в 1–3 раза. В песчанистых сланцах во многих случаях расстояние между трещинами близко к мощности слоя. Наибольшей трещиноватостью характеризуются глинистые породы, в которых расстояние между трещинами часто бывает меньше мощности пластовой отдельности.

Устойчивость пород кровли очистного забоя в большой степени зависит и от угла, образованного линией очистного забоя с направлением основной трещиноватости. Этот угол называют углом встречи. Одни и те же породы, слагающие кровлю, в зависимости от величины угла встречи могут быть устойчивыми или неустойчивыми. Это объясняется тем, что сдвигание пород кровли в первую очередь происходит по уже имеющимся трещинам.

Трещины основной прирожденной трещиноватости имеют выдержанное направление и расположены параллельно, поэтому они разбивают породы на ряд блоков, которые при благоприятных условиях легко отделяются друг от друга. При совпадении линии очистного забоя с направлением основной трещиноватости блоки породы висают вдоль забоя по всей длине лавы и всей своей тяжестью ложатся на крепь.

Породы кровли обладают различной склонностью к обрушению.

При управлении кровлей полным обрушением различают первую, первичную посадки и вторичную осадку. Первая посадка производится после отхода очистного забоя, от разрезной печи. В зависимости от свойств пород кровля, опирающаяся с четырех сторон на уголь, может длительное время не обрушаться, иногда она начинает обрушаться лишь на расстоянии 50–80 м от разрезной печи. Поэтому прочные породы кровли обрушают с помощью взрывных работ.

После первой посадки производят регулярное обрушение непосредственной кровли вслед за подвиганием очистного забоя, которое называют первичной посадкой.

Породы основной кровли часто зависят в виде консольных плит. По мере подвигания очистного забоя размеры консольной плиты увеличиваются, и в некоторый момент она обрушается. Обрушение консольной плиты основной кровли называют вторичной осадкой.

Вторичная осадка может и отсутствовать, если обрушенные породы непосредственной кровли целиком заполняют выработанное пространство. Если же выработанное пространство заполнено не полностью, то интенсивность обрушений основной кровли тем меньше, чем больше отношение мощности обрушаемых пород непосредственной кровли к мощности пласта ($h_{н.к} : m$).

При наличии вторичных осадок выделяют первые осадки основной кровли во введенных в эксплуатацию лавах. При этом площадь обнажения основной кровли значительно больше, чем при последующих периодических осадках. Вследствие этого при первой осадке основной кровли развивается более значительное горное давление, которое частично воспринимается угольным забоем и крепью.

Последовательность и характер развития процессов разрушения пород кровли в очистных забоях определяются структурными особенностями и механическими свойствами осадочных пород.

При наличии в непосредственной кровле легкообрушающихся пород мощностью более 6–8-кратной вынимаемой мощности пласта внешние нагрузки на крепь формируются только под действием веса этой пачки слоев пород. При этом основная кровля полностью подбучивается обрушившимися породами, плавно опускается (не разрушаясь) и не участвует в нагружении крепи.

Если указанное условие не выполняется, основная кровля разрушается и крепь не всегда может противостоять нагрузкам, обусловленным весом пород непосредственной и основной кровли.

При разработке крутых пластов помимо обрушения пород кровли возможно сползание почвы пласта.

Состояние пород кровли и почвы в значительной степени определяется типами и параметрами применяемых крепей, порядком и последовательностью их установки и передвижения.

Установленная в очистном забое крепь непрерывно взаимодействует с непосредственной кровлей и периодически – с основной кровлей (по мере увеличения ее консоли и обрушения). В определенных условиях основная кровля не оказывает влияния на поведение непосредственной кровли, и тогда крепь в очистном забое взаимодействует лишь с непосредственной кровлей.

Непосредственная кровля в процессе деформаций, обусловленных нарушением состояния равновесия пород при выемке, расслаивается и растрескивается и отдельные ее части теряют связь между собой. В таком случае породы непосредственной кровли всем своим весом оказывают давление на крепь и крепь должна воспринимать эту нагрузку, т.е. работать в режиме заданной нагрузки. В кровле могут залегать мощные прочные породы, опусканию которых в процессе выемки не способна воспрепятствовать никакая экономически целесообразная крепь. В таком случае крепь работает в режиме заданной деформации. Режим заданной деформации наблюдается также тогда, когда прогиб основной кровли превышает прогиб непосредственной кровли и весь вес пород основной кровли передается на непосредственную кровлю.

Работа крепи в режиме заданной нагрузки возможна при условии удержания сравнительно небольшой пачки пород, вес которой не превышает рабочего сопротивления крепи. Работа крепи в режиме заданной деформации связана со сдвижением больших площадей вышележащей толщи кровли в нетронутом массиве и в выработанном пространстве. Величина и скорость опускания массива определяется суммарным сопротивлением тех опор, которые воспринимают его вес, т.е. опорных целиков, закладочного массива, обрушенных пород, крепи и т.п. Доля сопротивления крепи в общем сопротивлении очень мала, и как бы ни увеличивалось ее рабочее сопротивление, крепь не окажет сколько-нибудь заметного влияния на величину и скорость опускания всего массива пород.

При работе в режиме заданной деформации величина воспринимаемой крепью нагрузки находится в прямой зависимости

от ее рабочей характеристики. Крепь с нарастающим сопротивлением по мере опускания кровли будет набирать свое рабочее сопротивление до расчетной величины, и при дальнейшем опускании пород может произойти ее поломка. Рабочая нагрузка крепи с характеристикой постоянного сопротивления по мере опускания пород кровли остается постоянной, соответствующей расчетной величине. Поэтому такая крепь является более рациональной при работе в режиме заданной деформации.

Значительные трудности возникают при залегании в кровле труднообрушаемых и трудноуправляемых пород. Если непосредственно на контакте с разрабатываемым пластом залегают прочные породы, то первые осадки происходят при обнажении пород на больших площадях (6000–10 000 м²). Эти осадки могут сопровождаться воздушными ударами и завалами лав. В таких условиях особо важное значение имеет несущая способность пород почвы. При слабых породах почвы стойки призабойной и посадочной крепи могут вдавливаться в почву, что может вызывать интенсивное сдвижение пород кровли.

При залегании в непосредственной кровле песчаников возможно как ступенчатое, так и плавное опускание кровли без ясно выраженных трещин. При плавном опускании длина зависающей консоли при отсутствии крепи может достигать 10 м, а при оставлении невыбитой крепи – 25–30 м. Поэтому при мощности пластов до 0,7 м в таких условиях обрушение кровли не производят.

При ступенчатом опускании кровли блоками переноска посадочной крепи приводит к обрушению пород.

6.3.2. Формирование и развитие техногенных трещин в слоистом массиве

Основной формой сдвижения слоистого массива горных пород выше зоны обрушения является прогиб слоев как с разрывом, так и без разрыва их сплошности. Образование в изгибающихся слоях различного рода трещин существенно влияет на условия эксплуатации месторождения и безопасность ведения горных работ. Наличие сквозных трещин под водными объектами ведет к увеличению притока воды в горные выработки, а

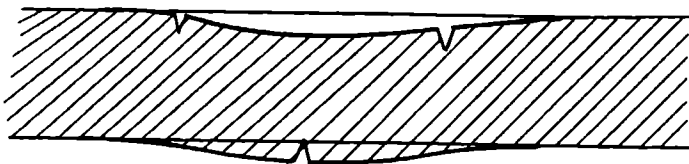
иногда к катастрофическим прорывам ее и полному затоплению шахт и рудников. При разработке газоносных угольных пластов газ по трещинам может мигрировать на значительные расстояния и существенно изменять газодинамическое состояние массива. Иногда это явление усложняет эксплуатацию месторождения, а иногда способствует предварительной дегазации угольных пластов и повышению безопасности горных работ.

Механизм формирования и развития техногенных трещин в слоистом массиве можно представить следующим образом.

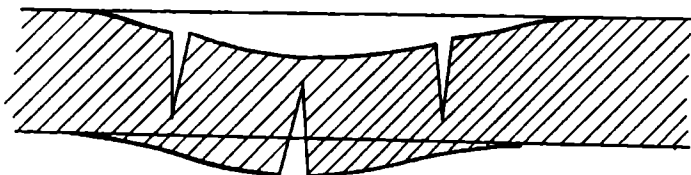
В результате прогиба слоя в нем появляются растягивающие напряжения, при этом местоположение их наибольших значений совпадает с местоположением точек, имеющих максимальную кривизну. По мере увеличения пролета растет прогиб слоя и одновременно происходит перемещение точек с максимальными кривизной и растягивающими напряжениями. При определенной величине пролета растягивающие напряжения достигают предела прочности пород на разрыв и на верхней и нижней поверхностях слоя начинают появляться поперечные трещины (рис. 6.17, *а*). Дальнейшее увеличение пролета ведет к соответствующему росту растягивающих напряжений и развитию трещин. Но поскольку одновременно меняется местоположение точек с максимальной кривизной, меняется и местоположение трещин, т.е. появляются новые трещины и частично закрываются старые (полностью они не закрываются, поскольку сжатие слоя не восстанавливает его целостности), при этом глубина прорастания каждой последующей трещины больше предыдущей. Так происходит до тех пор, пока кривизна слоя, раскрытие и глубина трещины не достигнут своих максимальных значений, что обычно имеет место при полной проработке слоя (рис. 6.17, *б*). После этого увеличение пролета слоя не ведет к росту размеров трещин, а вызывает лишь изменение их местоположения. Одновременно на верхней поверхности слоя начинает меняться знак деформаций, т.е. положительная кривизна (выпуклость) и растягивающие напряжения меняются на отрицательную кривизну (вогнутость) и сжимающие напряжения. Аналогично на нижней поверхности слоя сжимающие напряжения меняются на растягивающие. Отсюда суммарная глубина трещины (глубина разрушения слоя) будет равна сумме глубин трещин, идущих от верхней и нижней границ слоя. Если глубина каждой из

слагаемых трещин будет больше половины толщины слоя, то суммарная глубина трещины будет равна толщине слоя, т.е. последний будет рассечен полностью на всю его толщину (рис. 6.17, в).

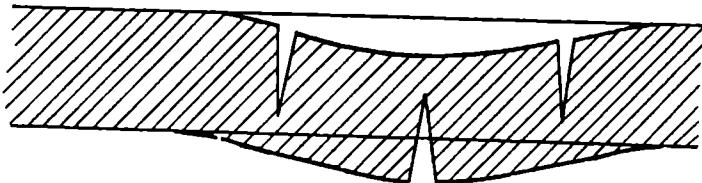
а



б



в



г

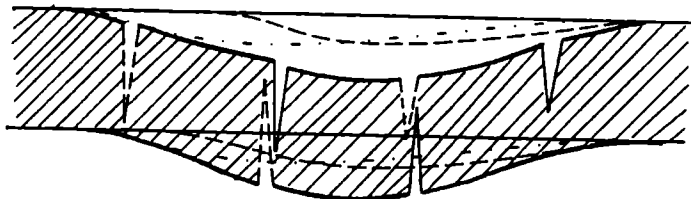


Рис. 6.17. Схема образования трещин в слое при его подработке:

а – первое появление трещин в изгибающемся слое; *б* – развитие трещин в этом слое; *в* – образование новых трещин в изгибающемся слое при развитии горных работ; *г* – разрушение слоя при знакопеременных деформациях

Для определения глубины трещины обратимся к рис. 6.18, на котором схематически изображено распределение горизонтальных деформаций ϵ вдоль слоя в районе образования трещины. На участке выше линии $A'B' = \epsilon_{кр}$ (где $\epsilon_{кр}$ – величина деформации растяжения, при которой происходит разрыв сплошности горных пород) деформации будут больше критических. Следовательно, глубина трещины $h_{тр}$ будет равна расстоянию от $A'B'$ до поверхности слоя, т.е. $h_{тр} = AA'$.

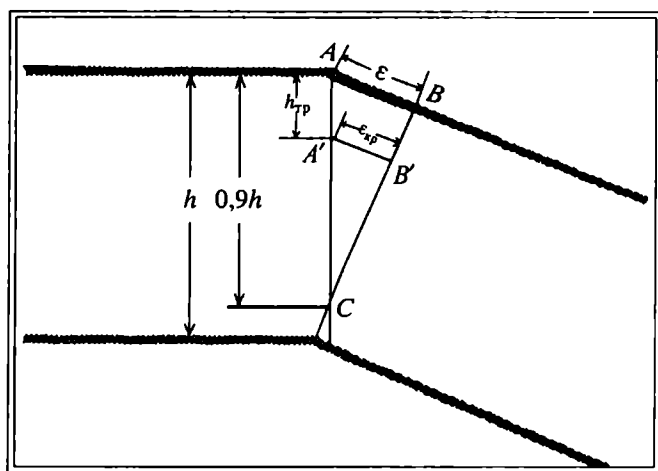


Рис. 6.18. Схема к расчету глубины трещины

Нейтральная линия в изгибающихся слоях горных пород расположена от поверхности слоя на расстоянии (по данным проф. В.Н. Земисова и других исследователей), равном $0,9h$ (где h – мощность изгибающегося слоя). Такое местоположение нейтральной линии обусловлено тем, что предел прочности горных пород на сжатие значительно больше такового предела на растяжение.

Из подобия треугольников ABC и $A'B'C$ следует:

$$\frac{AB}{A'B'} = \frac{AC}{A'C}$$
 Поскольку $A'C = AC - AA'$, запишем $\frac{AB}{A'B'} =$

$= \frac{AC}{AC - AA'}$. Заменив AB на ϵ , $A'B'$ на $\epsilon_{кр}$, AC на $0,9h$, AA' на $h_{тр}$, получим $\frac{\epsilon}{\epsilon_{кр}} = \frac{0,9h}{0,9h - h_{тр}}$. Отсюда формула для вычисления глубины трещины $h_{тр}$ имеет следующий вид:

$$h_{тр} = \frac{0,9h \cdot (\epsilon - \epsilon_{кр})}{\epsilon}. \quad (6.110)$$

Поскольку слой будет рассечен на полную толщину в том случае, когда глубина каждой из трещин, идущих навстречу друг другу, окажется больше половины толщины слоя, можно записать условие образования сквозной трещины в следующем виде:

$$0,5h = \frac{0,9h \cdot (\epsilon - \epsilon_{кр})}{\epsilon}. \quad (6.111)$$

Максимальное значение ϵ проф. С.Г. Авершин [1] рекомендует определять из выражения

$$\epsilon_{\max} = C_{\epsilon} \cdot \xi / L, \quad (6.112)$$

где C_{ϵ} – коэффициент, зависящий от свойств горных пород, колеблется от 2 до 4; ξ – максимальное горизонтальное сдвижение, определяемое из выражения

$$\xi_{\max} = a \cdot \eta_{\max}, \quad (6.113)$$

где a – коэффициент, равный для большинства горных пород 0,3; L – длина изгибающейся части слоя.

Приняв среднее значение $C_{\epsilon} = 0,3$ и подставив в формулу (6.111) выражения (6.112) и (6.113), после небольших преобразований получим

$$\eta_{\max} = 2,5 \cdot \epsilon_{кр} \cdot L. \quad (6.114)$$

Длина изгибающейся части слоя L равна длине полумульды сдвижения, которая при полной подработке слоя определится из выражения

$$L = M \cdot (\operatorname{ctg} \psi_3 + \operatorname{ctg} \delta_0), \quad (6.115)$$

где ψ_3 – угол полных сдвижений; δ_0 – граничный угол; M – расстояние от кровли горной выработки до верхней поверхности изгибающегося слоя. Для большинства слоистых месторождений $L = 1,2M$.

6.3.3. Геомеханические процессы в условиях взаимного влияния горных работ

При одновременном воздействии нескольких очистных, подготовительных и других горных выработок поле напряжений в массиве пород вокруг выработанного пространства формируется в результате наложения областей и зон влияния каждой выработки. В подразд. 6.1.2 было показано, что в деформирующемся массиве горных пород можно выделить три области и 16 зон, отличающихся особенностями, свойственными только этим областям и зонам. Поэтому и состояние горных выработок во многом будет зависеть от того, в какие области и зоны они попадают.

Состояние горных выработок, расположенных в областях разгрузки и полных сдвижений выше зоны обрушений, при прочих равных условиях, значительно лучше состояния выработок, попадающих в область повышенного горного давления (ПГД). При этом наилучшее состояние наблюдается в выработках, расположенных в третьей, четвертой, десятой и одиннадцатой зонах, где происходит существенное снижение природных напряжений и не возникают сквозные трещины, ослабляющие устойчивость вмещающих горных пород. В выработках, расположенных во второй и девятой зонах, положительный эффект разгрузки от природных напряжений снижается из-за образования в слоях пород секущих трещин, уменьшающих устойчивость обнажений. На состояние выработок, попадающих в пятую и две-

надцатую зоны, подработка и наработка практического влияния не оказывают, но профиль подработанной выработки может существенно измениться, что необходимо учитывать при решении вопросов водоотлива, откатки по ним и т.д. Наихудшее состояние наблюдается в выработках, попадающих в область повышенного горного давления (зоны 6 и 8), где напряжения в 2 и 3 раза могут превышать природные, при этом чем ближе расположена выработка к границе опорного давления со стороны очистных работ, тем концентрация напряжений выше. Наибольшая концентрация вертикальных напряжений σ_y отмечается в массиве на некотором удалении от этой границы, которое зависит от степени деформирования полезного ископаемого в зоне предельно-напряженного состояния (зона 7 на рис. 6.3).

В зависимости от величины суммарных напряжений, действующих в массиве под влиянием природных и техногенных факторов, и прочностных свойств пород деформации на контуре выработки могут протекать по одному из трех типов деформирования, установленных ВНИМИ (проф. И.М. Петухов, проф. А.М. Линьков и др.).

I тип деформирования имеет место, если напряжения вокруг выработки не превышают предела длительной прочности пород ($\sigma_1 < R_\infty < R_0$, где σ_1 – напряжение в массиве пород вблизи контура выработки с учетом их концентрации; R_∞ и R_0 – длительная и мгновенная прочность пород). В этом случае смещения пород на контуре выработки являются следствием упруговязких деформаций. Массив пород деформируется без нарушения сплошности, и смещения контура имеют затухающий характер.

II тип деформирования имеет место при напряжениях, превышающих предел длительной прочности, но меньших мгновенной прочности ($R_\infty < \sigma_1 < R_0$). В этом случае вблизи контура выработки со временем образуется зона длительного разрушения пород, за пределом которой деформации имеют упруговязкий характер. Смещения пород на контуре выработок являются следствием ползучести пород и увеличения их объема при длительном разрушении.

III тип деформирования имеет место при напряжениях, превышающих мгновенную прочность пород ($\sigma_1 > R_0 > R_\infty$). Вокруг выработки образуются три зоны: зона кратковременного разрушения пород, зона длительного разрушения и упруговязкая зона. В этом случае смещения контура являются следствием ползучести и разрушения пород. Они продолжают длительное время и достигают больших величин.

Рост напряжений в зоне опорного давления вызывает дополнительную деформацию массива пород вокруг выработки. При этом, если напряжения в массиве пород контура сечения выработки не превысят величину длительной их прочности, то характер распределения напряжений сохранится таким, каким он был до влияния очистных работ. Процесс деформирования пород на контуре сечения выработки в этом случае может описываться также плавными кривыми величин деформаций и их скоростей. Под влиянием очистных работ зона упруговязких деформаций вокруг выработки увеличивается, порода в этой зоне деформируется без нарушения сплошности, что соответствует I типу деформирования.

При напряжениях в массиве, превышающих предел длительной прочности, но меньших мгновенной прочности ($R_\infty < \sigma_2 < R_0$), у контура сечения выработки, находящейся в зоне влияния очистных работ, дополнительно образуется зона длительного разрушения пород, а зона упруговязких деформаций распространяется далее в глубь массива. Этот II тип деформирования характеризуется появлением скачкообразного процесса деформирования пород в непосредственной близости от контура сечения выработки.

В период влияния очистных работ II тип деформирования может сохраняться, если $R_\infty < \sigma_2 < R_0$ и развитие зон длительных разрушений и упруговязких деформаций пород вокруг выработки остается аналогичным предыдущему.

Если напряжения в массиве вблизи контура сечения выработки, находящейся в зоне опорного давления, превысят мгновенную прочность пород ($\sigma_2 > R_0 > R_\infty$, III тип деформирования), то вокруг выработки образуется дополнительно зона кратковременного разрушения пород. Зоны длительного разрушения и уп-

руговязких деформаций распространяются дальше в глубь массива. В этом случае деформации пород в выработке имеют скачкообразный характер и достигают значительных величин.

В направлении движения очистного забоя развитие деформационных процессов происходит по следующей схеме.

Впереди зоны опорного давления горные породы, находясь в условиях объемного напряженного состояния, не имеют возможности деформироваться в боковом направлении. В зоне опорного давления породы дополнительно сжимаются по нормали к напластованию и расширяются вдоль напластования. При переходе пород в зону разгрузки происходит расширение элементов пород по нормали к напластованию и сокращение их в направлении напластования, т.е. восстановление формы элементов, существовавшей до подхода волны опорного давления. По мере отхода очистного забоя за счет воздействия задней пяты опорного давления уплотняются обрушенные и осевшие породы в выработанном пространстве. При достаточно больших размерах выработанного пространства может произойти полное восстановление нагрузок на рассматриваемый слой и его деформированное состояние также практически восстанавливается. Естественно, что это приводит к разгрузке опорной зоны.

В тех случаях, когда около подготовительных, капитальных или других выработок оставляются охранные целики, в массиве горных пород создаются зоны повышенного горного давления, оказывающие существенное влияние на условия ведения очистных работ в выше- и нижележащих пластах. Определение основных параметров зон ПГД основано на количественной оценке влияния целика размером l_c и примыкающих к нему очистных выработок с длиной лав $2a_1$ и $2a_2$ на напряженное состояние наработанной и подработанной толщи пород (рис. 6.19).

Положение границ зон ПГД для заданной мощности междупластья при подработке h_n или при наработке h_n определяется путем вычисления целика до границ зон ПГД. Расчет напряжений в зонах ПГД обычно выполняется методом последовательных приближений.

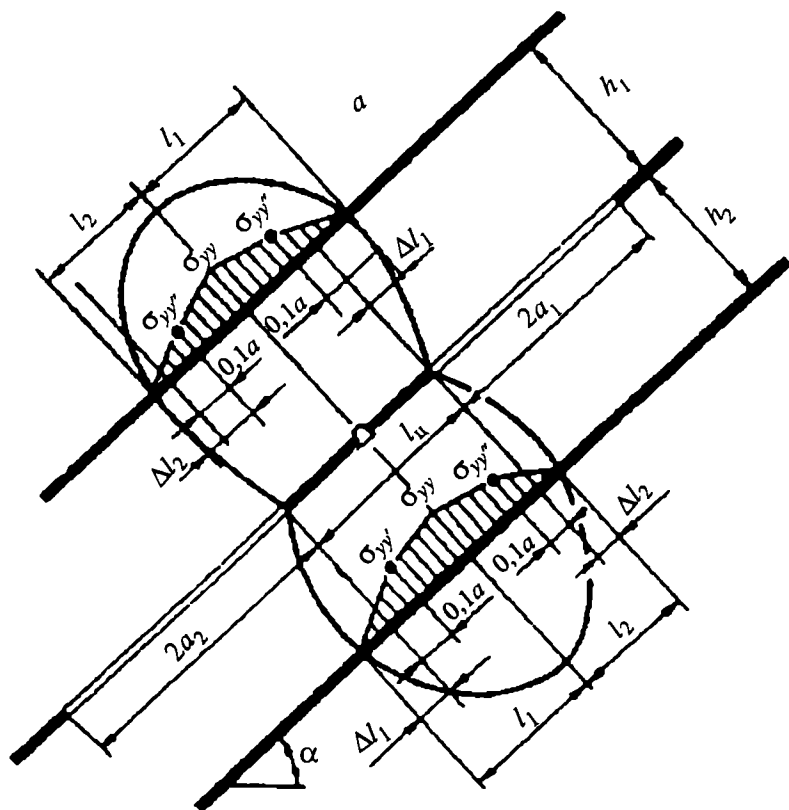


Рис. 6.19. Параметры зон ПГД от целиков в надработанной и подработанной толще горных пород

Конфигурацию и размеры зон ПГД в толще пород удобно определять по критерию дополнительных нормальных к напластованию напряжений $\sigma_{yy} = 0$, так как в этом случае не нужно рассчитывать начальные напряжения σ_y^0 в нетронутом массиве и полные напряжения σ_y , а достаточно определить только дополнительные напряжения σ_{yy} , вызванные влиянием очистных выработок. Изолиния дополнительных напряжений $\sigma_{yy} = 0$ в толще пород является границей между зонами разгрузки и повышенного горного давления.

Поскольку интенсивность проявлений горного давления в подготовительных и очистных выработках при прочих равных условиях зависит от глубины разработки, то определение величин действующих в зонах ПГД напряжений следует производить по приведенной (эквивалентной) глубине H_p , которая соответствует глубине разработки одиночных пластов вне зон влияния очистных работ смежных пластов. Приведенную глубину H_p можно определить из отношения

$$H_p / H = \sigma_y / \sigma_y^0, \quad (6.116)$$

где H – фактическая глубина разработки; σ_y – полные напряжения по нормали к напластованию в зоне ПГД; σ_y^0 – начальные напряжения в нетронутом массиве пород.

При ведении горных работ в зонах ПГД выбор мероприятий по управлению горным давлением в подготовительных и очистных выработках следует производить с учетом приведенной глубины H_p .

6.3.4. Основные методы определения размеров устойчивых целиков и обнажений пород в очистных выработках

Наибольшее распространение для расчета устойчивых целиков различной формы получил метод акад. Л.Д. Шевякова, согласно которому ширина ленточного целика определяется по формуле

$$x = \frac{A}{\frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq} - 1}, \quad (6.117)$$

где x – ширина ленточного целика, м; A – ширина камеры, м; R – предел прочности породы опорного целика на сжатие, тс/м²; n – коэффициент запаса прочности при расчете опорного целика; H – глубина верхней части опорного целика от земной поверхности, м; q – средний объемный вес покрывающих пласт

(залежь) пород, т/м³; h – высота опорного целика, м; q_1 – объемный вес породы целика, т/м³.

Этот метод разработан преимущественно для условий, при которых целики и камеры образуют неограниченную периодическую последовательность, т.е. если все пролеты камер одинаковы, целики равновелики и если камер и целиков неограниченное множество. При этих условиях давление на целики равно весу породного столба, основанием которого служит площадь, ограниченная по сторонам линиями, делящими пролеты камер пополам.

Расчетные формулы Л.Д. Шевякова построены исходя из предпосылки о равномерном распределении напряжений по поперечному сечению целика. При увеличении глубины разработки расчетная величина целика, получаемая по формулам Л.Д. Шевякова, оказывается сильно завышенной, что объясняется принятым допущением о равномерном распределении напряжений по сечению целика, которое справедливо только для целиков, имеющих высоту, большую или равную ширине.

Для определения поправочного коэффициента, учитывающего снижение величины разрушающего напряжения в зависимости от отношения размеров целика, обычно применяют формулу Церна:

$$k_1 = \sqrt{\frac{a}{h}},$$

где a – ширина целика; h – высота целика.

В США при расчете междукamerных целиков широко применяется формула Бантинга, выведенная для условий антрацитовых месторождений Пенсильвании, но получившая распространение и в других странах:

$$yz = 1000 \left(0,7 + 0,3 \frac{b}{k} \right) b,$$

где y – глубина залегания; z – расстояние между центрами камер; b – ширина целика; k – высота целика.

Эта формула базируется на тех же допущениях, что и метод Л.Д. Шевякова. Поэтому при расчетах в нее также вводится поправочный коэффициент, имеющий вид:

$$k_1 = 0,7 + 0,3 \frac{b}{k}.$$

Более строго оценка прочности междукамерных целиков производится по допускаемым напряжениям и разрушающим нагрузкам. Базируясь на методах теории предельного равновесия, проф. К.В. Руппенейт предложил следующую формулу для определения разрушающей нагрузки на узкие целики, у которых отношение ширины к высоте меньше или равно единице:

$$P_p = 4aK^* \left(\operatorname{arctg} \alpha + \frac{1}{\alpha} \sin^2 \varphi_0 \right) - 2aH, \quad (6.118)$$

где $2a$ – ширина целика; α – отношение ширины целика к высоте; H – предел прочности породы целика на растяжение.

Величины K^* и φ определяются механическими свойствами материала целика и могут быть вычислены по формулам:

$$K^* = \frac{H - K \operatorname{ctg} \rho}{\frac{\pi}{2} - \rho - \operatorname{ctg} \rho};$$

$$2\varphi_0 - \sin 2\varphi_0 = \frac{H}{K^*},$$

где K – коэффициент сцепления материала; ρ – угол внутреннего трения.

Определение размеров устойчивых обнажений в горных выработках длительное время производилось опытным путем, что не позволяло результаты, полученные в одних условиях, переносить на другие. Поэтому потребовались теоретические обоснования расчета устойчивых обнажений. Такие обоснования были выполнены в нашей стране в середине прошлого столетия проф. В.Д. Слесаревым, который рассматривает три состояния пород кровли выработок.

Первое предельное состояние характеризуется нулевыми растягивающими напряжениями в опасных сечениях и, как следствие, отсутствием в слое трещин. Второе предельное состояние разделяется на несколько стадий. В начальной стадии породы слоя испытывают деформации, не вызывающие нарушения их сплошности, т.е. соблюдается условие, при котором отношение растягивающих напряжений к пределу прочности на разрыв меньше единицы. В последующих стадиях это отношение растет и в конечной стадии достигает единицы, что ведет к появлению в слое первых трещин. Третье предельное состояние характеризуется распространением трещин на всю мощность слоя и его обрушением. Так, по методу проф. В.Д. Слесарева трещины в наиболее опасном сечении появляются в условиях, когда растягивающие напряжения в нижнем волокне опасного сечения достигнут пределов прочности на разрыв. Это условие возникает при обнажении кровли выработки, соответствующем второму предельному состоянию, определяемому из выражения

$$L_H = \sqrt{\frac{2K_p h}{\gamma}}, \quad (6.119)$$

где K_p – временное сопротивление породы растяжению, т/м^2 ; h – мощность слоя, м; γ – удельный вес породы, т/м^3 .

Проф. В.Д. Слесарев в своих трудах особо подчеркивал, что его методы являются «приближенными инженерными расчетами» и требуют дальнейшего совершенствования и проверки в натурных условиях.

Развитием методов В.Д. Слесарева много занимался проф. А.А. Борисов [5]. В результате многочисленных лабораторных и натурных исследований он установил следующую зависимость величины предельного пролета l_3 от основных влияющих факторов:

$$l_3 = \sqrt{2h_1^2 \left(\frac{\sigma_{\text{пч.из}}}{q_1} - 12\psi \frac{q_{\text{зак}}}{q} \right)}, \quad (6.120)$$

где h_1 – мощность основной кровли, м; $\sigma_{пч.из}$ – предел прочности при изгибе, т/м²; q_1 – нагрузка на основную кровлю, т/м²; $q_{зак}$ – нагрузка, закрепляющая основную кровлю, т/м²; ψ – безразмерный параметр.

При расчете l_2 по формуле (6.120) в качестве основной кровли следует принимать потолочину, а величину нагрузки q_1 вычислять с учетом пригрузки на кровлю $q = \gamma_{ср}H$ из выражения

$$q_1 = \gamma h_1 + \gamma_{ср} \cdot H, \quad (6.121)$$

где γ – удельный вес пород основной кровли, т/м³; $\gamma_{ср}$ – усредненный вес вышележащих пород, т/м³; H – глубина залегания, м.

Второй член подкоренного выражения (6.120) отражает степень влияния опорного давления на уменьшение величины предельного пролета. Он зависит от глубины горных работ, структуры вышележащей толщи, соотношений модулей упругости пород и разрабатываемого слоя залежи, мощности основной кровли и других факторов, оказывающих влияние на напряженно-деформированное состояние пород в зоне опорного давления. Для определения $q_{зак}$ А.А. Борисов предлагает формулу:

$$q = \frac{y_{пл} E_{пл}}{h_{\text{в}} (1 - \mu_{пл}^2)} + \frac{y_i E_i}{h_i (1 - \mu_i^2)}, \quad (6.122)$$

где y_i , E_i , μ_i , h_i – соответственно средние величины упругих постоянных, мощности толщи пород, залегающих между пластом и рассматриваемой породой-мостом; $y_{пл}$, $\mu_{пл}$, $h_{\text{в}}$ – соответственно величины сжатия, упругих постоянных и мощности пласта.

Вместе с тем сам А.А. Борисов рекомендует учитывать влияние $q_{зак}$ методом последовательных приближений или задаваться их ориентировочными значениями, поскольку расчеты по формуле (6.122) весьма громоздки и не дают требуемых результатов из-за больших погрешностей определения входящих в эту формулу величин. Оценочные расчеты показывают, что долевое участие второго члена подкоренного выражения формулы не

превышает 10–15 % от всего подкоренного выражения. Поэтому с достаточной для практических целей точностью формулу можно переписать в виде:

$$l_3 = \sqrt{0,85 \cdot 2h_1^2 \frac{\sigma_{пч.м.}}{q_1}}. \quad (6.123)$$

Однако приведенные и подобные методы в рассматриваемых условиях имеют значительные расхождения результатов расчета с фактическими данными и не позволяют точно оценить геомеханическое состояние массива горных пород, так как принятый механизм деформирования слоистого массива не учитывает процессы, определяющие переход породного массива из одного геомеханического состояния в другое. Изменение геомеханического состояния массива возникает за счет потери устойчивости слоев пород непосредственной кровли и почвы выработок при их искусственном или естественном погашении и предопределяет процесс сдвижения горных пород, конструктивных элементов разработки и необходимость применения охранных и защитных мер.

Большинство методов оценки геомеханического состояния массива горных пород основаны на определении возникающих в нем напряжений, при этом массив часто принимают как идеализированную среду, иногда существенно отличающуюся от реальной, поэтому применение этих методов в практике горного дела не всегда достаточно эффективно.

Нередко при расчете параметров отработки наиболее приемлемыми оказываются инженерные методы расчета, которые позволяют учесть наиболее полно влияние действующих на устойчивость массива факторов. К ним относится предельный пролет камер, при котором под действием собственного веса и пригрузки кровли в наиболее опасном сечении происходит образование трещин в условиях, когда растягивающие напряжения в нижнем волокне опасного сечения достигнут пределов прочности породы на разрыв. Это условие возникает при обнажении кровли выработки, определяемом из выражения:

$$l_{\text{пред}} = \sqrt{\frac{K}{n} \cdot \frac{\delta_{\text{пч.по}} \cdot h_1^2}{(\gamma h_1 + q)}}, \quad (6.124)$$

где $K = 8$ – коэффициент пропорциональности; n – поправочный коэффициент, учитывающий изменчивость прочностных характеристик, масштабный эффект и другие влияющие факторы; $n = n_i \cdot n_0 \cdot n_n \cdot n_m \cdot n_{\text{пр}}$; n_i – коэффициент, учитывающий снижение прочности пород со временем; n_0 – коэффициент, учитывающий способ отбойки руды в камере; n_n – коэффициент, учитывающий изменчивость прочностных характеристик; n_m – коэффициент, учитывающий масштабный эффект в прочности пород; $n_{\text{пр}}$ – коэффициент, учитывающий прочие факторы; q – нагрузка на основную кровлю, т/м².

При расчете $l_{\text{пред}}$ по формуле (6.124) в качестве основной кровли следует принимать потолочину, а величину нагрузки q вычислять с учетом пригрузки на кровлю $q = \gamma_{\text{ср}} H$ из выражения

$$q_1 = \gamma h_1 + \gamma_{\text{ср}} \cdot H, \quad (6.125)$$

где γ – удельный вес пород основной кровли, т/м³; $\gamma_{\text{ср}}$ – усредненный вес вышележащих пород, т/м³; H – глубина залегания, м.

При расчете устойчивости кровли на длительный срок принимается $n_i = 2$, n_0 при комбайновой выемке принимается равным 1,2; n_n при вариации прочности 15 % равен 1,3; масштабный эффект в рассматриваемых условиях составляет $n_m = 1,5$; влияние прочих факторов оценивается коэффициентом $n_{\text{пр}} = 1,1$. Отсюда $n = 2 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,5 \cdot 1,1 = 5,15$.

Удовлетворительную сходимость с данными наблюдений дают результаты расчетов по методу, приведенному в подразд. 6.3.3.

6.3.5. Основные понятия о способах управления горным давлением при ведении очистных работ

Под управлением горным давлением понимается совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве очистного забоя и горных выра-

ботках в целях обеспечения безопасности и необходимых производственных условий. Эти мероприятия сводятся к выбору рациональных способов крепления горных выработок, а также к предупреждению массовых обрушений боковых пород, горных ударов и внезапных выбросов угля и газа. В практике горного дела применяют в основном следующие способы управления горным давлением: обрушение кровли, плавное опускание кровли, закладка выработанного пространства, оставление целиков.

Полное обрушение заключается в периодическом обрушении кровли за пределами минимально поддерживаемой ширины рабочего пространства. Этот способ получил наибольшее распространение. Производится обрушение путем удаления призабойной и специальной крепи в той части призабойного пространства, которое нет необходимости поддерживать для обеспечения нормальной работы людей и механизмов. Расстояние, через которое производится искусственное обрушение, называется шагом посадки. При установке индивидуальной крепи в очистном забое шаг посадки определяется опытным путем и принимается кратным полезной глубине вруба. При передвижной механизированной крепи шаг посадки зависит от ее конструкции и свойств массива пород кровли. В свою очередь, тип крепи и ее параметры выбирают в зависимости от свойств пород кровли и мощности пласта. Процесс крепления очистного забоя и управления кровлей полным обрушением является единым. Породы кровли вслед за подвиганием механизированной крепи обрушаются стихийно.

При обрушении пород непосредственной кровли их объем увеличивается, и они могут полностью подбуть породы основной кровли. Отношение объема обрушенной породы V_1 к объему ее в массиве V_2 $k_p = \frac{V_1}{V_2} > 1$ называется коэффициентом разрыхления. Для различных пород он имеет различные значения.

В связи с уплотнением обрушенных пород под действием веса вышележащих пород k_p уменьшается во времени. Максимальному уплотнению соответствует минимальный коэффици-

ент разрыхления. Он обычно превышает единицу и называется остаточным коэффициентом разрыхления.

Обрушенная порода будет подбучивать основную кровлю при условии

$$k_p \cdot h_{н.к} = h_{н.к} + m,$$

откуда

$$\frac{h_{н.к}}{m} = \frac{1}{k_p - 1},$$

где $h_{н.к}$ – мощность непосредственной кровли; m – мощность пласта.

При расчетах обычно используют остаточный коэффициент разрыхления, равный для глинистых и песчанистых сланцев 1,10–1,15. При $k_p = 1,15$ отношение $\frac{h_{н.к}}{m} = 6,5$. В этом случае обрушенные породы полностью подбучивают основную кровлю.

Чем меньше отношение $\frac{h_{н.к}}{m}$, тем больше интенсивность вторичных осадок кровли и тем более прочными должны быть призабойная и специальная крепи.

Частичное обрушение осуществляется путем обрушения кровли между бутовыми полосами. Этот способ применяется редко.

Плавное опускание заключается в регулировании сближения кровли с почвой в выработанном пространстве без разрыва сплошности пород. Имеет небольшое распространение на тонких пластах.

Закладка выработанного пространства подразделяется на полную и частичную. Под полной закладкой понимается управление путем закладки всего выработанного пространства. Применяется преимущественно при разработке пластов большой мощности, склонных к самовозгоранию, крутых пластов со слабыми боковыми породами, а также при необходимости предохранения от разрушения сооружений на поверхности. Частичная

закладка осуществляется путем закладки определенной части выработанного пространства породой, получаемой из специальных бутовых штреков. Применяется редко, преимущественно при малых глубинах разработки.

В зависимости от времени выполнения работ различают закладку одновременную, производимую попутно с очистной выемкой по мере подвигания очистного забоя, и последующую, выполняемую после окончания очистных работ в блоке (камере, панели).

В зависимости от способа транспортирования и укладки закладочного материала в выработанном пространстве различают закладку ручную, самотечную, механическую, гидравлическую, пневматическую и комбинированную.

В зависимости от материалов, состава закладки и свойств возведенного закладочного массива может применяться породная, гравийная, песковая, шлаковая, комбинированная, твердеющая, бетонная закладка и льдозакладка.

Одним из наиболее эффективных способов управления горным давлением является гидравлическая закладка выработанного пространства, основанная на использовании энергии потока воды для транспортирования и укладки закладочного материала.

Гидросмесь с определенным содержанием твердых частиц и воды (пульпа) готовят в специальных смесительных установках и транспортируют по трубопроводам в выработанное пространство, где намывается массив и удаляется вода.

Закладочный материал, кроме требований пожарной безопасности, должен: иметь высокую транспортабельность при минимальном количестве воды; легко отдавать воду, не размокать и не разрушаться при транспортировании, содержать глинистых частиц не более 15 %; быть неабразивным и химически инертным; иметь низкую стоимость.

Нижний предел крупности отдельных зерен закладочного материала определяется условием выноса мелких фракций с водой из выработанного пространства, верхний – условием нормального транспортирования пульпы по трубопроводам и созданием прочного закладочного массива. Максимальный размер транспортируемых кусков породы обычно составляет 60–80 мм, в отдельных случаях – 100 мм.

При пневматической закладке транспортирование и укладка материала осуществляются с помощью сжатого воздуха. Закладочный материал в месте складирования с помощью пневматических закладочных машин подается в напорный закладочный трубопровод диаметром 150–200 мм, по которому транспортируется в выработанное пространство. Для создания необходимого давления в трубопроводе используются компрессоры (с давлением 0,8 МПа) и воздухоудовки (с давлением до 0,3 МПа).

В качестве закладочных материалов используют дробленые горные породы крупностью до 50–80 мм: сланцы, песчаники, доломиты и частично глина (до 10–15 % в смеси с другими материалами).

Машины для пневматической закладки подразделяются на стационарные и переносные. Стационарные машины подают материал по трубопроводам на расстояние до 800 м. Они сравнительно громоздки, их не переносят с одного места на другое, пока не будет отработан обслуживаемый участок месторождения.

Стационарные машины подразделяются на камерные, в которых закладочный материал поступает в струю воздуха через одну или несколько герметичных камер, и машины с дозирующим барабаном, в которых подача закладочного материала осуществляется посредством вращающегося барабана.

Переносные машины сравнительно легки и устанавливаются в непосредственной близости от закладываемого участка.

Среди переносных машин различают: эжекторные; типа воронки с соплом и работающие по принципу пушки. Эжекторные машины не имеют закладочного трубопровода и забрасывают материал непосредственно в выработанное пространство. Машины типа воронки с соплом просты по устройству, легки, но обеспечивают доставку материала на небольшие расстояния. В машинах, работающих по принципу пушки, материал подается отдельными порциями и выстреливается в очистное пространство.

Кроме того, применяются стационарные поверхностные пневмозакладочные машины типов КЗМ-1, полустационарные подземные – ПЗБ-1 и ЗР-200, передвижные – ПЗМК и комплекс «Титан».

Преимущества пневмозакладки: простота возведения закладочного массива; сравнительно высокая плотность закладочного массива (усадка в среднем 10–15 %); возможность хорошей подбуртовки массива под кровлю.

Недостатки: интенсивное пылеобразование; значительный износ машин и трубопроводов; высокие капитальные затраты на компрессорное хозяйство; значительный расход сжатого воздуха; жесткие требования к качеству закладочного материала.

При механических способах закладки транспортирование материала осуществляется механическими средствами (конвейерами, рельсовым транспортом), а его укладка – метательными машинами или скреперами.

Для закладки метательными машинами рекомендуется применять неабразивный сухой материал крупностью до 100–120 мм. Закладочные машины обычно работают в комплексе с конвейерной установкой.

Достоинства закладки метательными машинами: возможность подбуртовывания кровли закладываемого пространства; сравнительно небольшие затраты энергии (0,4–0,5 кВт·ч на 1 м³ закладки).

Недостатки: жесткие требования к размеру куска материала; небольшая дальность метания; невысокая плотность закладки (усадка 20–30 %); значительное пылеобразование.

Скреперная закладка применяется в основном при разработке месторождений по системе горизонтальных слоев. Закладочный материал самотеком поступает по восстающему к рабочему слою, где скреперной установкой распределяется в очистном пространстве.

Используются скреперные установки мощностью 7–50 кВт с расстоянием доставки до 50 м и производительностью до 150 м³/смену.

Скреперная закладка характеризуется простотой оборудования и возможностью использования скреперной установки как для закладки, так и для доставки руды.

К недостаткам скреперной закладки следует отнести: невысокую производительность, малую плотность (коэффициент усадки до 40 %) и устойчивость закладочного массива, необхо-

димось ручной подбуровки под кровлей незаполненного пространства (0,5–0,7 м).

Конвейерная закладка находит ограниченное применение для разработки крутопадающих жил небольшой и средней мощности. Используются качающиеся конвейеры, состоящие из 2,5–3-метровых корытообразных рештаков, устанавливаемых на роликовых опорах непосредственно на закладку. Закладочный материал – сухой, крупностью до 150 мм.

При добыче ценных полезных ископаемых или при ведении горных работ под особо чувствительными к подработке объектами применяется твердеющая закладка. При этом способе управления горным давлением выработанное пространство заполняют смесями, которые состоят из вяжущих материалов, инертных заполнителей, добавок и воды, имеют высокое водоцементное (водовязущее) отношение, обладают достаточной пластичностью для транспортировки по трубам и способны с течением времени затвердевать с образованием монолитного массива относительно невысокой прочности (обычно до 9,8 МПа). Такие закладочные смеси называют твердеющими.

Применение твердеющей закладки дает возможность решать ряд сложных горно-технических проблем: совмещать разработку месторождения открытым и подземным способами; вести безопасную разработку пожароопасных месторождений; обеспечивать сохранность земной поверхности от сдвижений; вести выемку руды в охранных целиках; осуществлять опережающую разработку наиболее ценных руд; утилизировать и складировать под землей отходы производства.

В ряде случаев применение твердеющей закладки – единственный способ отработки месторождения или его участка.

За последние десятилетия твердеющая закладка становится преобладающим видом закладки, поскольку ее применение позволяет: обеспечить полноту отработки действующих месторождений, т.е. вести добычу руды при относительно небольших затратах в сравнении с высокими удельными капитальными вложениями на строительство новых рудников в труднодоступных необжитых районах; удовлетворять повышенным требованиям к охране окружающей среды; вести закладочные работы

на индустриальной основе, т.е. с высокой производительностью и высокой степенью механизации и автоматизации.

Твердеющую закладку применяют при камерно-столбовых, камерно-целиковых, сплошных и слоевых системах разработки.

Способ управления горным давлением путем оставления целиков предназначен для поддержания рабочего пространства целиками. Этот способ в основном применяют при камерных и камерно-столбовых системах разработки и для охраны подготовительных выработок. Вопросы определения размеров устойчивых целиков и обнажений кровли подробно рассмотрены в подразд. 6.3.4.

6.3.6. Организация геомеханического мониторинга по контролю за состоянием массива и происходящими в нем деформационными процессами

Эффективность и безопасность работ как при добыче полезных ископаемых, так и при эксплуатации объектов, попадающих в зону влияния этих действий, зависят от геомеханического состояния толщи пород и происходящих в ней деформационных процессов. Между тем проектирование горных предприятий осуществляют, как правило, на основании весьма скудной информации о геомеханическом состоянии породного массива, так как непосредственные измерения на месте строительства будущего объекта до начала горных работ провести бывает просто невозможно, кроме того, они дороги и трудоемки, а косвенные наблюдения недостаточно надежны и результаты их интерпретации часто неоднозначны. Таким образом, по имеющимся данным не всегда удается составить с необходимой степенью надежности прогноз развития деформационных процессов в результате ведения горных работ и спланировать мероприятия по предотвращению их вредных воздействий. Перечисленные проблемы и трудности обычно устраняются с помощью геомеханического мониторинга, основная цель которого – получение оперативной информации о происходящих в толще пород и на земной поверхности геомеханических процессах и вызываемых ими

последствиях, необходимой для своевременного принятия профилактических мер. Полученные данные используют также для решения следующих задач:

- установления правомерности применения для рассматриваемых условий принятой при составлении прогноза ожидаемых последствий модели деформирования породного массива;
- определения степени достоверности и представительности используемых при проектировании физико-механических характеристик горных пород и, при необходимости, уточнения их;
- установления закономерностей процесса сдвижения горных пород и зависимостей его параметров от основных влияющих факторов;
- оценки абсолютных и относительных величин деформаций и сравнения их с расчетными и допустимыми;
- выявления причин возникновения и степени опасности деформаций для нормальной эксплуатации объектов;
- выбора методов расчета и определения допустимых и предельных величин деформаций для различных типов зданий, сооружений и коммуникаций;
- установления эффективности применяемых профилактических и защитных мер.

Результаты измерений могут быть использованы также при решении спорных вопросов, связанных с определением причин деформирования объектов и степени влияния на них горных работ.

Изучение характера и измерение параметров сдвижения земной поверхности и толщи горных пород ведут с помощью наблюдательных станций, состоящих из системы реперов, закладываемых в грунт (земную поверхность), в подрабатываемые здания и сооружения, в стенки, кровлю или подошву горных выработок, в специально пробуриваемые скважины по определенной схеме в пределах предполагаемой области сдвижения.

По мере развития горных работ по реперам ведут систематические наблюдения посредством нивелирования и измерения горизонтальных расстояний между ними с привязкой к исходным или опорным реперам, располагаемым за пределами возможной области сдвижений.

Составлению проекта геомеханического мониторинга должен предшествовать прогноз ожидаемых сдвижений и деформаций. На основании этого прогноза выбирается местоположение наблюдательных станций, расстояние между реперами, частота и точность наблюдений. При организации наблюдений за сдвижением горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями при добыче полезных ископаемых подземным способом пользуются рекомендациями «Инструкции по наблюдениям за сдвигами горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях» (М., Недра, 1989), «Инструкции по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений» (М., Недра, 1960), «Инструкции по наблюдению за сдвижением земной поверхности и подрабатываемыми зданиями и сооружениями калийных месторождений» (Л., ВНИИГ, 1984) и др.

Реперы наземных наблюдательных станций обычно располагают в створах профильных линий с таким расчетом, чтобы обеспечить получение необходимых данных о границах области сдвижения и об основных параметрах процесса сдвижения земной поверхности. В отдельных случаях, например при бесшахтных способах добычи полезных ископаемых, закладывают так называемые площадные наблюдательные станции в виде квадратной сетки с реперами в вершинах квадратов над всей предполагаемой областью сдвижения. Наблюдения на такой станции весьма трудоемки.

Различные типы наблюдательных станций на земной поверхности и принципы расчета протяженности профильных линий и других параметров освещены в подразделе 6.1.5.

В тех случаях, когда стремятся с максимально возможной степенью детальности изучить механизм процесса сдвижения всего породного массива, необходимо сочетать наблюдения за сдвижением земной поверхности с наблюдениями за сдвижением пород вокруг очистного пространства, за сдвижением и деформированием промежуточной толщи пород. При наличии на шахте или руднике нескольких горизонтов для наблюдений за

деформациями промежуточной толщи пород используют выработки этих горизонтов, а также вертикальные и наклонные выработки, связывающие горизонты. Следует, однако, заметить, что расположение и размеры профильных линий реперов в выработках промежуточных горизонтов определяются ориентацией и протяженностью горных выработок, проходимых для технологических целей. Это обычно ограничивает возможности изучения сдвижений промежуточной толщи пород с помощью горных выработок, поскольку проходка специальных выработок для наблюдений сопряжена с большими затратами и производится в редких случаях.

Профильные линии реперов в кровле подготовительных и очистных выработок позволяют следить за оседанием и деформациями пород кровли в процессе ведения горных работ. В тех случаях, когда выработки проводят в породах, склонных к пучению, для изучения процесса пучения пород закладывают линии реперов в подошве и в стенках выработок в зависимости от расположения выработки относительно склонного к пучению пласта породы.

В условиях разработки крутопадающих и вертикальных пластов и жил для измерения сближений боковых пород применяют так называемые парные реперы – реперы, закрепляемые в стенках (в висячем и лежащем боках) или кровле и почве выработки один против другого. По парным реперам с помощью распорных измерительных колонок ведут наблюдения за сближением пород по мере развития горных работ. Конструкция одной из таких колонок приведена на рис. 6.20.

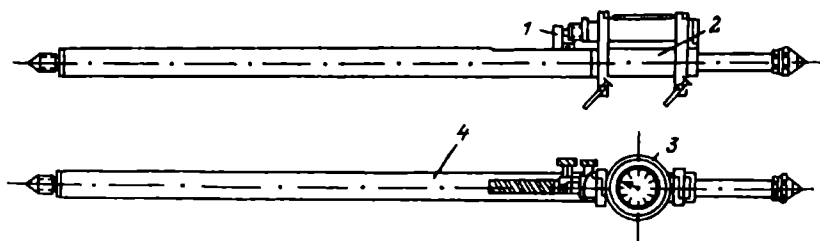


Рис. 6.20. Конструкция распорной измерительной колонки для наблюдений за сближением боковых пород:

1 – упор для индикатора; 2 – патрубкок; 3 – индикаторная головка; 4 – репер

Для изучения сдвижений толщи горных пород большое пространство получило применение буровых скважин.

В различные точки массива, характерные для получения представительных данных о параметрах процесса сдвижения, бурят с земной поверхности или из горных выработок скважины. В скважинах размещают и закрепляют в выбранных точках так называемые глубинные реперы. Обычно в каждой скважине устанавливают несколько глубинных реперов, связи которых с поверхностью могут быть гибкими (провода) или жесткими (штоки). Собственно глубинные реперы представляют собой металлические патрубки соответствующей конструкции или деревянные цилиндры, посредством цементирования или расклинивания прочно закрепляемые в скважине. В слабых породах применяют реперы якорного типа, представляющие собой металлические цилиндры, наружная поверхность которых снабжена упругими элементами, внедряющимися в породу при натяжении провода или штанг.

Наиболее универсальной конструкцией, пригодной для установки как в прочных, так и в слабых породах, является репер, представляющий собой пустотелый деревянный цилиндр, в который вставляется металлический усеченный конус. По мере подтягивания провода или штоков конус внедряется в цилиндр и плотно расклинивает его в скважине.

При бурении скважин с земной поверхности наиболее часто применяют глубинные реперы с гибкими механическими связями (рис. 6.21). При этом измерения смещений производятся с помощью реостатных датчиков или отсчетных кругов, укрепленных на блоках, через которые перекидывается провод.

С целью повышения точности наблюдений обычно при установке глубинных реперов в нисходящих или восходящих скважинах, пробуриваемых из горных выработок, применяют реперы с жесткими механическими связями. В этих случаях смещения реперов измеряют при помощи мерной ленты, рулетки, штангенциркуля или индикаторов часового типа.

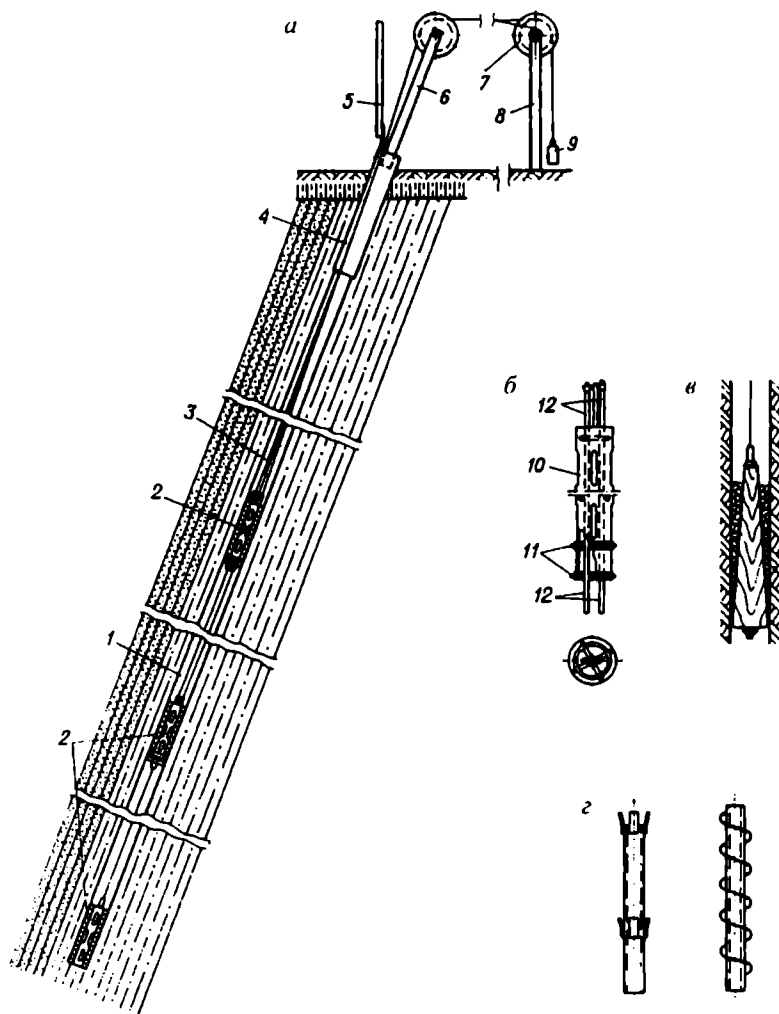


Рис. 6.21. Скважина с глубинными реперами, пробуренная с земной поверхности, и типы глубинных реперов:

а – конструкция наклонной скважины в толще крепких пород с глубинными реперами, закрепленными путем цементирования; *б* – конструкция металлического глубинного репера, закрепляемого путем цементирования; *в* – конструкция деревянного глубинного репера, закрепляемого посредством расклинивания; *г* – конструкции металлических глубинных реперов, предназначенных для установки в толще слабых горных пород; 1 – скважина; 2 – глубинные реперы; 3 – проволока или тросики, связывающие глубинные реперы с земной поверхностью; 4 – кондуктор скважины; 5 – стационарная нивелирная рейка; 6 – основной кронштейн; 7 – блок; 8 – дополнительный кронштейн; 9 – противовес; 10 – тело глубинного репера; 11 – резиновые прокладки; 12 – трубки для про пуска проволок или тросиков от глубинных реперов

Так как само устье скважины обычно расположено в пределах области сдвижения пород, одновременно с измерениями перемещений глубинных реперов относительно устья скважины ведут измерения сдвижений устья, осуществляя привязку к реперам, расположенным заведомо вне пределов области сдвижения. В тех случаях, когда устье скважины с глубинными реперами расположено в пределах возможной зоны обрушений и провалов земной поверхности, организуют дистанционные наблюдения.

В необходимых случаях проводят непрерывную регистрацию сдвижений глубинных реперов на лентах специальных барабанов с пружинным устройством при параллельной записи отметок времени.

В одной скважине технически возможно установить не более 5–7 глубинных реперов. В тех случаях, когда требуется проследить развитие процесса сдвижения пород с большей детальностью, используют глубинные реперы без механических связей с устьем скважины. Примером подобных наблюдений являются радиометрические наблюдения за сдвижением массива пород.

Одним из вариантов радиометрических наблюдений является применение радиоактивных глубинных реперов, представляющих собой стальные контейнеры, в которых помещено радиоактивное вещество. Обычно применяют твердые изотопы ^{134}Cs или ^{60}Co с активностью гамма-излучения не более сотых долей мГ-экв Ra. Радиоактивные реперы устанавливают в стенках скважины с помощью специальных скважинных перфораторов. Как правило, после установки реперов производят обсадку скважин трубами для обеспечения сохранности скважин в процессе сдвижения пород. Использование радиоактивных реперов позволяет при необходимости разместить в одной скважине достаточно большое число реперов. Расстояния между смежными реперами могут быть приняты до 1 м.

После установки радиоактивных реперов в скважине проводят гамма-каротаж с целью проверки наличия реперов на заданных горизонтах, определения их исходного положения и установления оптимального режима записи каротажной кривой на различных участках скважины. Дальнейшие наблюдения состоят в периодическом проведении гамма-каротажа по скважине в период сдвижения

толщи пород и определении смещений пиков каротажной кривой, соответствующих смещениям радиоактивных реперов.

Изготовление радиоактивных реперов, их хранение и обращение с ними во время установки в скважинах требуют соблюдения определенных правил техники безопасности, что обычно сопряжено с некоторыми организационными и техническими трудностями.

Эти недостатки устраняются при определении положения металлических цилиндров – реперов в скважинах с помощью магнито-герконовых датчиков.

Датчик представляет собой систему из магнитоуправляемого герметизированного контакта (ферромагнитного материала) с постоянным магнитом. Этот датчик, получивший название «геркон», конструктивно выполнен в виде запаянного стеклянного баллона диаметром 3–4 мм, длиной 20–40 мм с двумя пластинками из ферромагнитного материала, расположенными внутри него. Контакты внутри геркона, находясь в магнитном поле постоянного магнита, всегда замкнуты. Когда в магнитное поле датчика попадает металлический репер, напряженность поля между пластинками и постоянным магнитом ослабляется вследствие влияния магнитоактивной массы репера, и контакты внутри геркона размыкаются. Таким образом, для измерения расстояний от устья скважины до репера достаточно зафиксировать две точки срабатывания датчика в момент прохождения им концов репера. Разность измеренных расстояний должна быть равной длине репера. Погрешность измерения смещений, как показали экспериментальные работы на шахтах Донбасса, составляет $\pm 0,5$ мм.

Широкое применение для контроля состояния массива пород, подверженного сдвигению, находят геофизические наблюдения, в частности метод гамма-гамма-каротажа. В применяемом при этом скважинном глубинном приборе (зонде) помещают источник гамма-излучения и индикатор интенсивности последнего, разделенные свинцовым экраном. Индикатор интенсивности гамма-излучения (обычно сцинтилляционный счетчик) фиксирует ослабленное экраном прямое гамма-излучение источника и рассеянное гамма-излучение пород, окружающих индикатор в скважине. Эффект рассеяния гамма-излучения от источника проявляется

в различной степени для сред разной плотности. Таким образом, когда зонд при перемещении по скважине проходит различные слои пород, соответственно их плотностям меняется эффект рассеяния гамма-излучения, что фиксируется на каротажной диаграмме. Метод гамма-гамма-каротажа позволяет определять изменения плотности при разрыхлении пород в процессе их сдвигания, а также устанавливать участки толщи, где происходит расслоение пород при сдвигении.

Для определения участков нарушения сплошности породного массива и абсолютных величин расслоения пород при их сдвигении применяют также различные механические и оптические приборы и приспособления. Измерения ведут обычно в скважинах, пробуренных из горных выработок.

Весьма часто применяют скважинные оптические приборы типа РВП или аналогичные им. С их помощью можно фиксировать на стенках скважин открытые трещины, измерять степень их раскрытия, определять местоположение трещин по отношению к устью шпура, а при использовании специальных приспособлений фотографировать. Просмотр стенок скважины или шпура и фиксация трещин с помощью оптических приборов могут проводиться максимально до глубины 15–20 м.

При необходимости проведения наблюдений на больших глубинах целесообразно применять скважинные телевизионные установки. Одна из них, разработанная Томским институтом автоматизированных систем управления и радиоэлектроники совместно с Институтом проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН), показана на рис. 6.22. Установка позволяет производить наблюдения в скважинах диаметром 100–200 мм на любой глубине (ограничение длиной кабеля). Предусмотрена возможность в случае необходимости фотографировать изображения с экрана. Благодаря наличию вращающейся оптической системы передающая камера позволяет получать круговой обзор стенок скважин. Аналогичная телевизионная установка разработана в Московском государственном горном университете (МГГУ) под руководством проф. В.Л. Шкуратника.

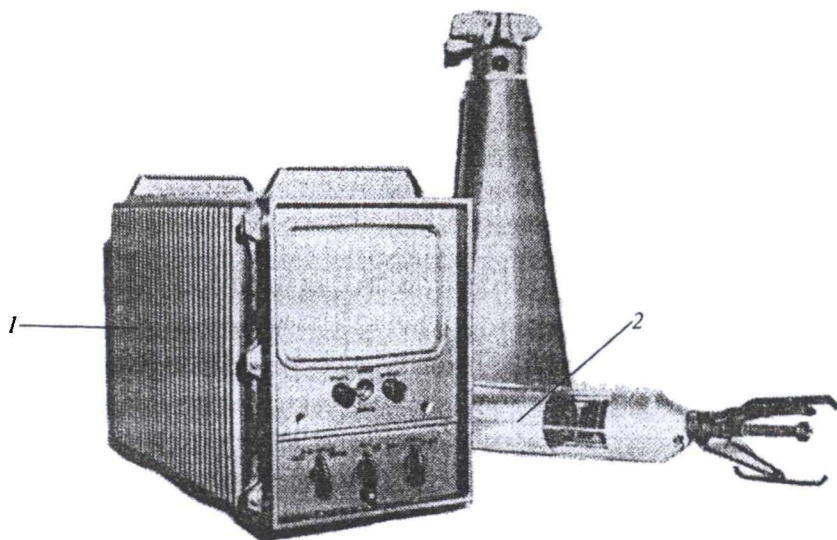


Рис. 6.22. Скважинная телевизионная установка ПТУ-12г:

1 – видеоконтрольное устройство; 2 – передающая камера

Для исследования статических напряжений в массивах горных пород разработаны и применяются несколько методов, базирующихся на измерении деформаций и последующем аналитическом расчете по ним напряжений с помощью формул теории упругости. Наибольшее распространение для определения абсолютных значений этих напряжений получили методы разгрузки, основанные на использовании характеристик упругого расширения элемента породы при искусственном отделении его от массива. Эти методы эффективны при определении напряжений в породах достаточной прочности, сохраняющих форму элемента после нарушения его связи с массивом и обладающих упругими свойствами. Различают методы полной, частичной и компенсационной разгрузки.

Метод полной разгрузки основан на измерении деформаций, возникающих при полном снятии напряжений на определенном участке поверхности массива путем создания четырех щелей (врубов). При этом предполагается, что до разгрузки породный массив находился в упругом состоянии, и пластическая составляющая деформаций отсутствует.

В предположении, что связь между напряжениями и деформациями линейна и известны направления действий главных напряжений (например, горизонтальное и вертикальное), для плоского напряженного состояния имеют место следующие зависимости:

$$\sigma_1 = \frac{E}{1-\mu^2}(\epsilon_1 + \mu\epsilon_2),$$

$$\sigma_2 = \frac{E}{1-\mu^2}(\epsilon_2 + \mu\epsilon_1),$$

где ϵ_1, ϵ_2 – измеренные главные деформации; σ_1, σ_2 – вычисленные главные напряжения; E и μ – соответственно модуль упругости и коэффициент Пуассона горных пород в месте измерений.

Этот метод позволяет измерять величины напряжений за пределами влияния выработок, т.е. изучать исходное поле напряжений. Его недостатками являются большая трудоемкость и высокие требования к однородности деформационных характеристик среды.

Метод частичной разгрузки основан на регистрации деформаций массива, вызванных заданным возмущением его напряженного состояния путем бурения скважин, создания щелей и других аналогичных методов воздействия на массив. Пересчет измеренных деформаций в напряжения обычно выполняется на основе решений задач о распределении напряжений в однородной изотропной линейно-упругой среде в окрестности полости той или иной формы.

Положения частичной разгрузки используются и при экспериментально-аналитическом методе, основанном на интерпретации деформаций и изменения напряжений на стенках выработок при изменении размеров и формы выработанного пространства (камеры). Деформации массива определяются по изменению длины реперных линий, а также по смещениям реперов, расположенных в глубоких скважинах. Для регистрации изме-

нения величины действующих напряжений обычно используют фотоупругие датчики.

Метод компенсационной нагрузки основан на определении напряжений при восстановлении упругой деформации, возникающей при разгрузке, которая компенсируется путем напряжения разгруженной части массива до своего первоначального напряженного состояния. Для реализации этого метода используются плоские домкраты, гидроразрыв скважин и другие способы нагрузки на массив. Наиболее простым является размещение в щели, проведенной в выработке для разгрузки от напряжений участка пород, давяльных устройств в виде домкратов и повышение в них давления до тех пор, пока отчеты по приборам не станут равными исходным. Удельное давление, соответствующее этому моменту, считается равным действующему напряжению в массиве в направлении, нормальном к плоскости щели.

Кроме методов инструментальных наблюдений при изучении процессов механики горных пород большую роль играют визуальные наблюдения, которые в качестве необходимой составной части в том или ином объеме входят во все методики исследования процессов механики горных пород в натурных условиях. Сущность визуальных наблюдений состоит в фиксации видимых проявлений горного давления и сдвижения горных пород. Они позволяют получить те необходимые сведения, которые не могут дать никакие инструментальные измерения, а именно: установить формы проявления изучаемых процессов и дать первые качественные представления о механизме процессов, принимаемом обычно в качестве рабочей гипотезы, т.е. основы для выбора методики инструментальных измерений процессов и их моделирования.

Визуальные наблюдения позволяют в сравнительно короткий срок качественно проследить картину проявления процессов механики горных пород на больших площадях шахтного поля, тогда как инструментальные наблюдения ввиду их гораздо более высокой трудоемкости могут быть проведены в ограниченных объемах. Сочетание визуальных наблюдений с инструментальными измерениями позволяет: во-первых, правильно выбрать участки для инструментальных измерений; во-вторых,

оценить представительность результатов инструментальных наблюдений путем качественного сравнения изучаемых процессов на тех участках, где проводили измерения, и на других участках, на которые стремятся распространить выводы, полученные по данным измерений; в-третьих, установить область применения результатов, полученных при инструментальных определениях.

Весьма важное значение имеют результаты визуальных наблюдений и для правильного последующего формирования задач, решаемых аналитическими методами.

Вместе с тем визуальные наблюдения следует рассматривать и как вполне самостоятельный метод, особенно эффективный, когда необходимо дать прогноз состояния уже эксплуатирующихся выработок. При этом зачастую подобные оценки приходится выполнять в весьма срочном порядке, и потому инструментальные исследования и измерения проводить некогда, а порой и небезопасно.

Наилучший эффект дает сочетание инструментальных и визуальных наблюдений.

6.4. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Выше были рассмотрены параметры и характер развития деформаций преимущественно в типовых условиях разработки месторождений. Между тем в практике горных работ нередко встречаются существенно отличающиеся от типовых условия, для которых приведенные выше методы расчета деформаций и параметры процесса сдвижения не подходят. К ним следует отнести прежде всего условия, при которых на земной поверхности имеют место сосредоточенные деформации в виде трещин, уступов и провалов. В этих случаях производные от кривых сдвижений и оседаний и функциональные связи между ними носят условный характер, так как прерывные функции дифференцировать и интегрировать нельзя. При расчете деформаций в указанных условиях приходится применять некоторые искусственные приемы.

6.4.1. Деформационные процессы при складчатом залегании пород

Многочисленными наблюдениями установлено, что в местах выхода на земную поверхность (или под наносы) плоскости сместителя или осевой плоскости синклинальной складки средних размеров характер мульды сдвижения меняется. Часто в этих местах образуются уступы и трещины. На рис. 6.23 приведены результаты инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности в районе одной из таких складок. Как видно из рисунка, осевая плоскость складки как бы экранирует сдвижение горных пород, при этом на выходе осевой плоскости на земную поверхность концентрируются все виды деформаций.

При мелкой складчатости в зону влияния горных работ попадает, как правило, вся складка и потому преобладающей формой сдвижения часто бывает сползание слоев в сторону выработанного пространства. В этом случае концентрация деформаций имеет место не столько на выходе на земную поверхность осевой плоскости, сколько в местах выхода на поверхность сдвигающихся слоев пород.

При крупной складчатости размеры и форма мульды сдвижения мало отличаются от рассмотренных в предыдущих подразделах.

Таким образом, характер проявления сдвижения горных пород при синклинальном залегании пластов зависит (при прочих равных условиях) от форм и относительных размеров складок, от взаимного расположения горных работ и осевой плоскости складки. Поэтому методику расчета деформаций земной поверхности при разработке пластов средней и малой мощности следует принимать в соответствии с приведенными ниже схемами в зависимости от перечисленных выше основных факторов и вида складок.

1. Крупная складчатость, т.е. такая, когда расстояние между выходами разрабатываемых пластов и осевой плоскости складки в десятки раз превышает длину мульды сдвижения. При такой складчатости расчет деформаций следует вести по общепринятой методике.

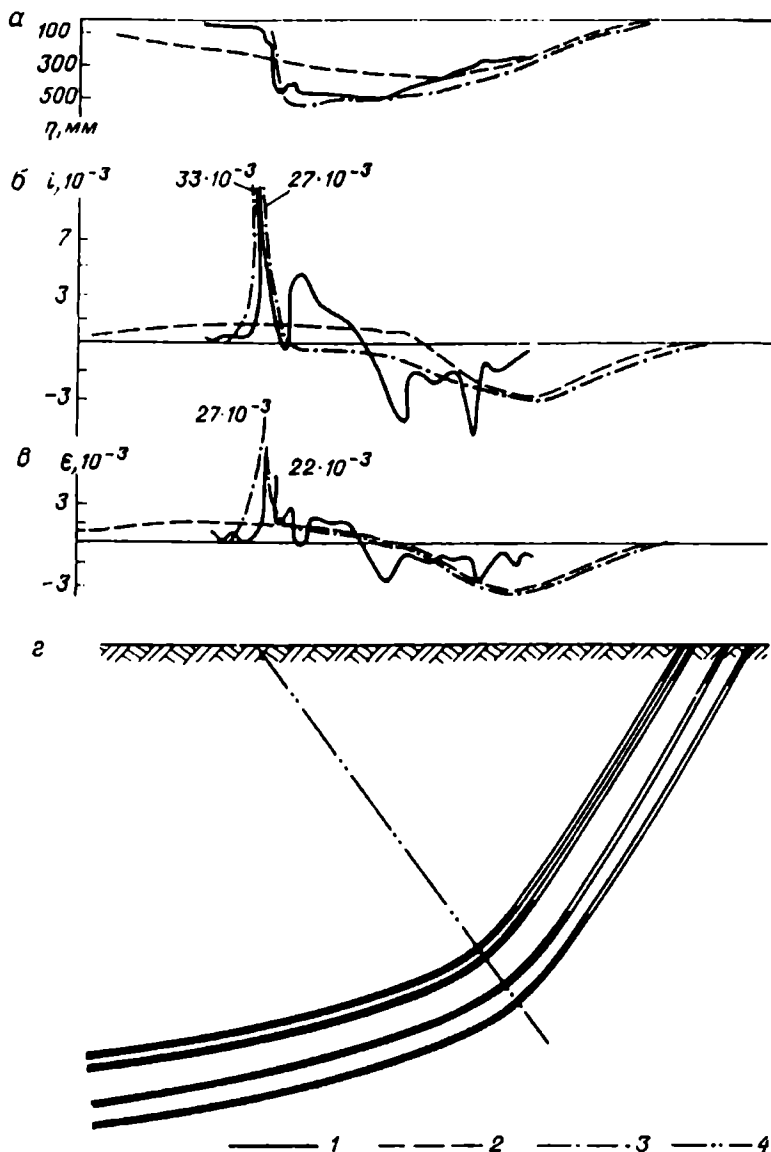


Рис. 6.23. Сдвигение горных пород при складчатом залегании пластов:
a – оседания на поверхности; *б* – наклоны; *в* – горизонтальные деформации; *г* – разрез
 вкрест простирания; 1 – результаты наблюдений; 2 – расчетные значения в предположении
 моноклинального залегания пластов; 3 – расчетные значения с учетом складчатого
 залегания пластов; 4 – осевая плоскость складки

II. Средняя складчатость, т.е. такая, когда расстояние между выходами разрабатываемых пластов и осевой плоскости складки в несколько раз (от 1,5 до 10) превышает длину мульды сдвижения. В этом случае следует различать три формы сдвижения.

1. Сдвигение в условиях, когда линия, проведенная от нижней границы выработки под углом β_0 , не достигает осевой плоскости складки.

2. Сдвигение в условиях, когда линия, проведенная от середины выработки под углом θ , пересекает осевую плоскость складки или совмещается с ней.

3. Сдвигение в условиях, когда линия, проведенная под углом θ , не пересекает осевую плоскость, а линия, проведенная под углом β_0 , ее пересекает.

В первом случае расчет деформаций ведут по общепринятой методике. Во втором случае, если за осевой плоскостью направление падения пластов меняется на обратное, вместо угла θ проводят за осевой плоскостью угол γ_0 , а угол θ совмещают с этой плоскостью. Как в первом, так и во втором случаях на участке выхода осевой плоскости на поверхность следует ожидать появления уступа высотой $0,2\eta_{\max}$.

В третьем случае расчет деформаций состоит из двух этапов. Вначале производят расчет по общепринятой методике, как это делается при выдержанном залегании пород (линия 2 на рис. 6.23). Затем к той части мульды, которая расположена до выхода осевой плоскости, добавляют оставшуюся часть мульды, расположенную за выходом этой плоскости. Обе части совмещают по вертикальной линии, проходящей через точку выхода осевой плоскости на поверхность, т.е. часть мульды, расположенную за осевой плоскостью, поворачивают на 180° . Суммирование сдвижений и деформаций в указанных частях мульды производят в обычном порядке с учетом знака. В тех случаях, когда значение суммарного оседания получается больше $\eta_{\max} = 0,9m \cdot \cos \alpha$, его принимают равным $\eta_{\max}$.

В месте выхода осевой плоскости на земную поверхность (или под наносы) следует ожидать появления прямого уступа

высотой, равной значению оседания в этой точке мульды. Поскольку понятие «осевая плоскость» в данном случае условно, так как нередко в сечении она представляет собой не линию, а зону, образование уступа возможно в любой точке этой зоны. Ширину и положение зоны следует определять по геологическим данным. При отсутствии таких данных ширину можно принимать равной 80 м, т.е. по 40 м в обе стороны от выхода осевой плоскости на поверхность.

Появление уступа сопровождается, как правило, образованием одной или нескольких трещин. Суммарное раскрытие этих трещин равно расчетному горизонтальному сдвигению в точке выхода на земную поверхность (или под наносы) осевой плоскости.

Результаты расчета по изложенной методике показаны на рис. 6.23 линией 3.

III. Мелкая складчатость, т.е. такая, когда расстояние между выходами разрабатываемых пластов и осевой плоскости складки пластов соизмеримо с длиной мульды сдвижения (отношение длины мульды сдвижения к указанному расстоянию не более 1,5). При такой складчатости в движение приходят все породы, заключенные между выходами разрабатываемого пласта и осевой плоскости складки. В тех случаях, когда расстояние между выходами разрабатываемых пластов на противоположных крыльях складки соизмеримо с длиной полумульды, в движение приходят все породы, находящиеся внутри этой складки. Этим и определяются границы мульды сдвижения.

Расчет деформаций в пределах мульды производят по общепринятой методике, но на выходах пластов и осевой плоскости складки следует определять высоту уступов. На выходах пластов высоту этих уступов определяют по методике вычисления сдвижений пород по напластованию. На выходе осевой плоскости складки высоту уступа следует принимать равной $0,2\eta_{\max}$.

В «Правилах охраны сооружений...» [53] методы расчета деформаций приводятся в зависимости от формы складок, углов падения ее крыльев и других геометрических параметров. Так, при

отработке складок с углами падения пород обоих крыльев на выходах под наносы меньше 30° расчет ожидаемых сдвижений и деформаций рекомендуется производить как для выдержанного залегания пород. При отработке симметричных и асимметричных нормальных синклинальных складок с наклонным и вертикальным положением осевой поверхности и углами падения крыльев $\alpha \geq 30^\circ$ расчет ожидаемых сдвижений и деформаций земной поверхности производится в два этапа. Вначале определяются оседания и горизонтальные сдвижения в характерных точках мульды сдвижения. Затем вычисляются наклоны и горизонтальные деформации на участках мульды сдвижения между характерными точками. К числу характерных относятся точки $A, B, B, \Gamma, E, И, L, O$, показанные на рис. 6.24. Точки A и B определяют границы зоны изгиба слоев со стороны нижней и верхней границ выработки, точка B – границу зоны общего влияния очистной выработки со стороны ее нижней границы, точка Γ – выход пласта на отрабатываемом крыле под наносы, точки O (или E) и L – местоположение максимального оседания земной поверхности от изгиба слоев по нормали к напластованию $\eta_{m_{\text{нп}}}$ и от сдвига по напластованию пород отрабатываемого крыла $\eta_{n_{\text{сд}}}$, точка $И$ – местоположение максимального оседания земной поверхности при выдержанном залегании пород.

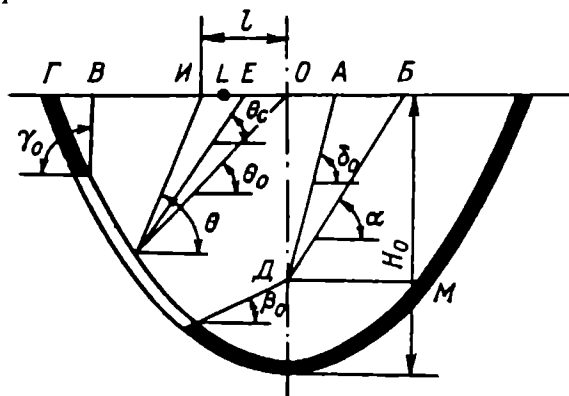


Рис. 6.24. Схема к расчету деформаций земной поверхности при отработке синклинальной складки с углами падения крыльев $\alpha \geq 30^\circ$

Положение точки O определяется пересечением осевой поверхности складки с земной поверхностью; оседание в этой точке рассчитывается в тех случаях, когда линия, проведенная из середины выработки под углом θ , пересекает осевую поверхность складки; если эта линия не пересекает осевую поверхность, то оседание $\eta_{\text{мкр}}$ рассчитывается в точке E , которая определяется пересечением линии, проведенной из середины выработки под углом θ_c ; угол θ_c находится по формуле

$$\theta_c = \theta(1 - K) + K\theta_0, \quad (6.126)$$

где θ – угол максимального оседания при выдержанном залегании пород; K – коэффициент, зависящий от отношения l/H_0 и имеющих следующие значения:

l/H_0	0	0,4	0,6–1,0
K	1	0,9	0,7

Примечание. l – расстояние от точки O до точки пересечения с земной поверхностью линии, проведенной под углом θ (точка I); θ_0 – угол наклона к горизонту линии, соединяющей середину очистной выработки с точкой пересечения земной поверхности осевой плоскостью складки.

Для определения положения точки A от нижней границы выработки проводится линия под углом β_0 до пересечения с осевой поверхностью складки (точка D), затем из точки D проводится линия под углом до пересечения с земной поверхностью.

Положение точки B определяется пересечением линии, проведенной под углом θ из точки D , с земной поверхностью; α_1 – угол падения пород противоположащего крыла складки; если α_1 переменный, то он определяется как средний угол между углом падения пласта у выхода под наносы и углом падения пласта в точке M (в точке пересечения горизонтальной линии, проходящей через точку D , с пластом).

Точка B находится на пересечении линии, проведенной от верхней границы очистной выработки под углом γ_0 с земной поверхностью, при этом значение угла γ_0 принимается в зависимости от угла падения пласта α у верхней границы очистной выработки.

Точка L располагается на расстоянии от точки O , равной 0,4 отрезка OB ; в тех случаях, когда максимальное оседание от из-

гиба $\eta_{m_{\text{св}}}$ находится в точке E , максимальное оседание от сдвига $\eta_{m_{\text{сд}}}$ также принимается в точке E .

Оседания и горизонтальные сдвигения в характерных точках мульды рассчитываются по формулам, приведенным в табл. 6.8, при этом значения коэффициентов K_η и $K_{\text{сд}}$, а также функции $S(z)_{\text{сд}}$ принимаются в соответствии с табл. 6.9–6.11. В указанных формулах $\Delta\alpha$ – разность между углами падения у верхней границы очистной выработки и на оси складки; $z = x/l$, где x – расстояние от рассматриваемой точки B до точек E или L , l – длина участка EG или LG .

Таблица 6.8

Формулы для расчета сдвижений и деформаций при отработке синклиналиных складок

Точки	Оседания, мм	Горизонтальные сдвигения, мм
O	$\eta_m = q_0 m K_\eta \sqrt{N_2}$	–
A	$\eta = q_0 m K_\eta K_{\text{сд}} \sqrt{N_2}$	$\xi = \eta \text{ctg} \alpha + ih$
L	$\eta = q_0 m K_\eta \sqrt{N_2} \times \left(0,2 + 2,2 \frac{\Delta\alpha}{180^\circ} \sin \alpha \right)$	$\xi = q_0 m K_\eta \sqrt{N_2} \times$ $\times \left(0,2 \text{tg} \alpha - 2,2 \frac{\Delta\alpha}{180^\circ} \cos \alpha \right) - ih$
B	$\eta = 2,2 q_0 m K_\eta \sqrt{N_2} \cos \alpha \cdot S(z)_{\text{сд}}$	$\xi = -\eta \text{ctg} \alpha - ih$
Γ	$\eta = 0,55 q_0 m K_\eta \sqrt{N_2} \sin \alpha \frac{\Delta\alpha}{180^\circ}$	$\xi = -\eta \text{ctg} \alpha - ih$
E	$\eta_m = q_0 m K_\eta \sqrt{N_2} \times \left(1 + 2,2 \frac{\Delta\alpha}{180^\circ} \sin \alpha \right)$	$\xi = q_0 m K_\eta \sqrt{N_2} \times$ $\times \left(\text{tg} \alpha - 2,2 \frac{\Delta\alpha}{180^\circ} \cos \alpha \right) - ih$
B	0	0

Таблица 6.9

Значения коэффициента K_η

D_1/H_0	K_η	D_1/H_0	K_η
0	0	0,6	0,45
0,2	0,25	0,8	0,60
0,4	0,35	1,0	0,8

Значения коэффициента $K_{сд}$

$\eta_{оо}/\eta_m$	$K_{сд}$	$\eta_{оо}/\eta_m$	$K_{сд}$
1	0,5	0,2	0,15
0,9	0,35	0,1	0,1
0,7	0,30	0	0
0,5	0,20		

Таблица 6.11

Значения функции $S(z)_{сд}$

z	$S(z)_{сд}$	z	$S(z)_{сд}$
0	1	0,6	0,55
0,2	0,86	0,8	0,35
0,4	0,70	1,0	0,25

Для построения графиков оседаний и горизонтальных сдвижений значения ожидаемых оседаний и сдвижений, отложенные в характерных точках в определенном масштабе, соединяются прямыми линиями.

Ожидаемые наклоны на участках мульды сдвижения между характерными точками вычисляются по отношению разности оседаний в этих точках к расстояниям между ними, а ожидаемые горизонтальные деформации – по отношению разности горизонтальных сдвижений в этих точках к тем же расстояниям.

Расчетные наклоны и горизонтальные деформации на участках между характерными точками определяются по следующим формулам:

$$i_p = i(1 + 0,3\sqrt{l/20}); \quad (6.127)$$

$$\epsilon_p = \epsilon(1 + 0,5\sqrt{l/20}), \quad (6.128)$$

где i – ожидаемое значение наклонов на рассматриваемом участке; l – расстояние между характерными точками, принимаемое в пределах $100 \text{ м} \geq l \geq 20 \text{ м}$; при $l > 100 \text{ м}$ l принимается равным 100 м, а при $l < 20 \text{ м}$ – равным 20 м; ϵ – ожидаемое значение горизонтальных деформаций на рассматриваемом участке.

Ожидаемые и расчетные значения оседаний, наклонов, горизонтальных сдвижений и деформаций от нескольких выработок в пласте или в свите пластов находятся для условий складчатого залегания путем алгебраического суммирования сдвижения и деформаций, рассчитанных для каждой очистной выработки в отдельности.

Максимальная высота уступа определяется из выражения

$$h_y = \eta_o - \eta_A, \quad (6.129)$$

где η_o и η_A – оседания земной поверхности в точках O и A . Участок возможного появления уступа находится между точками A и L .

Аналогичные методики расчета сдвижений и деформаций по характерным точкам имеются для условий разработки асимметричных нормальных складок с углами падения пород одного крыла $\alpha < 30^\circ$, а другого крыла $\alpha > 30^\circ$ и для шарнирных складок. Поскольку эти методики принципиальных отличий от изложенной не имеют, а по объему они весьма громоздки, в настоящей работе мы их не рассматриваем.

6.4.2. Особенности развития деформационных процессов при крутом падении слоев пород и при наличии в толще тектонических нарушений

В толще горных пород и на земной поверхности при разработке свит крутых угольных пластов возникают сосредоточенные деформации, проявляющиеся в виде трещин и уступов (см. рис. 6.2). Уступы образуются преимущественно в полумульде по падению, при этом уступы, обращенные в сторону выхода пласта, называют прямыми, в противоположную – обратными. Эти особенности, которые определяются в каждом конкретном случае спецификой горно-геологических условий залегания, должны учитываться при прогнозе сдвижений и деформаций, поскольку формулы, приведенные в подразд. 6.1.6, выведены пре-

имущественно для обычных (типовых) условий залегания угольных пластов без этих особенностей и потому лишь частично могут быть использованы для прогноза сдвижений и деформаций при разработке свит крутых пластов.

Экспериментальных данных по изучению процесса сдвижения земной поверхности с образованием мульд уступной формы накоплено немного, однако и имеющиеся материалы исследований позволяют сделать некоторые обобщения.

Для крутого падения характерно развитие преимущественно обратных уступов, механизм образования которых можно представить следующим образом. В результате изгиба слоев по плоскостям напластования возникают усилия, под действием которых происходит сдвиг пород. Сопротивление сдвигающим усилиям оказывают силы трения и сцепления пород: чем меньше эти силы, тем больше вероятность проявления сдвига. Как правило, сдвиг происходит по прослойкам угольной сажи и скользким сланцам – «мыльникам», имеющим значительно меньший коэффициент трения, чем остальные коренные породы. При обратных уступах в большинстве случаев трещины наблюдаются не в коренных породах, а в наносах.

На основании результатов натурных наблюдений установлен ряд зависимостей высоты обратного уступа от основных влияющих факторов. Эти зависимости приведены в подразд. 6.1.6.

Концентрация деформаций часто наблюдается в местах выхода на поверхность (или под наносы) плоскости сместителя тектонического нарушения. На рис. 6.25 приведены результаты инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности в районе выхода на поверхность тектонического нарушения. На этом же рисунке штриховой линией показаны результаты наблюдений в аналогичных условиях, но при отсутствии тектонического нарушения. Как видно из рисунка, деформации в районе выхода на поверхность тектонического нарушения в несколько раз больше наблюдаемых в обычных условиях. Вместе с тем в результате концентрации деформаций на выходе нарушения произошло существенное снижение деформаций в остальной части мульды сдвижения.

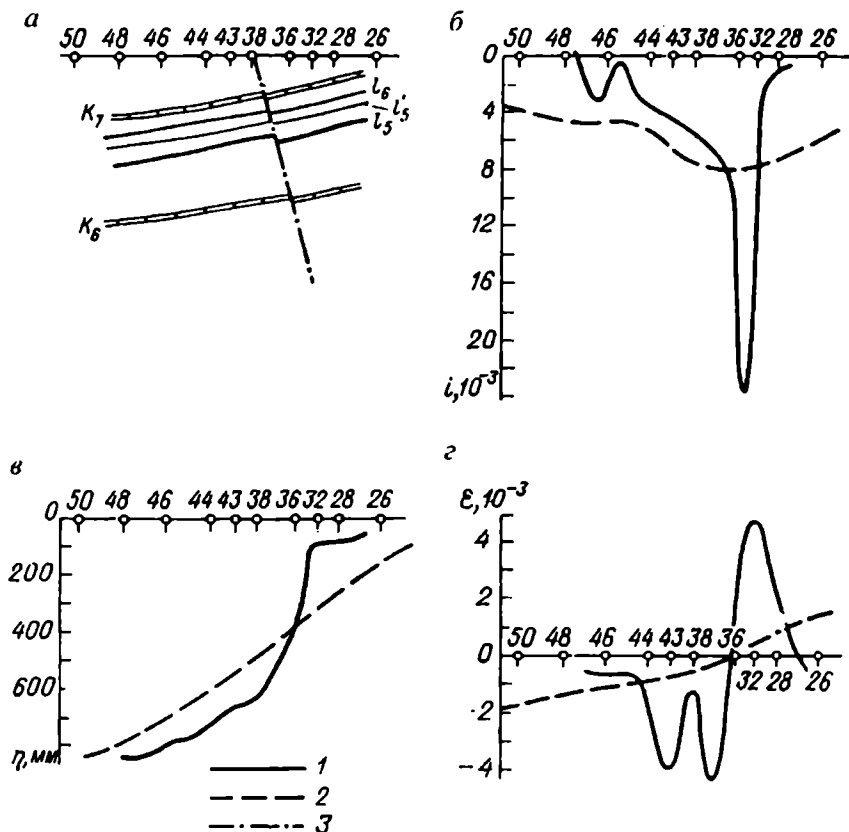


Рис. 6.25. Деформации земной поверхности в районе тектонического нарушения:

а – разрез вкрест простираения пласта; б – оседания; в – наклоны; г – относительные горизонтальные деформации; 1 – фактические деформации; 2 – деформации без учета тектонического нарушения; 3 – сброс; l_5 , l'_5 , l_6 – угольные пласты; K_6 , K_7 – известняки

Единая методика расчета сдвижений и деформаций в зонах влияния тектонических нарушений пока еще не разработана из-за большого многообразия этих нарушений и недостаточного количества инструментальных наблюдений в условиях их проявления. Определенные методы расчета приведены в «Правилах охраны сооружений ...» [53], где встречающиеся условия разделены на три группы и несколько подгрупп. В качестве основных классификационных признаков приняты углы падения плоско-

сти сместителя и углы между плоскостью пласта и плоскостью сместителя. Мощность наносов, ширина зоны нарушенных пород и ряд других влияющих факторов в этих методах не учитываются. Поэтому область их применения ограничена теми условиями, для которых они составлены. Для остальных условий приближенные значения деформаций на выходах тектонических нарушений на земную поверхность (или под наносы) целесообразно определять путем умножения ожидаемых деформаций, полученных обычным путем (методом типовых кривых и др.), на коэффициенты концентрации деформации, подобные коэффициентам перегрузки, рассмотренным в начале этой главы. Значения коэффициентов концентрации (перегрузки) в зависимости от углов падения плоскости сместителя, ширины зоны нарушенных пород и мощности наносов приведены в табл. 6.12.

Таблица 6.12

Значения коэффициентов деформаций на выходах тектонических нарушений

Угол падения плоскости сме- стителя, градус	Ширина зоны нарушенных пород, м								
	менее 20			20–50			более 50		
	Мощность наносов, м								
	0–10	10–20	20–30	0–10	10–20	20–30	0–10	10–20	20–30
15–25	1,7	1,6	1,5	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4
25–35	2,4	2,3	2,2	2,2	2,1	2,0	2,0	1,9	1,8
35–45	3,1	3,0	2,9	2,9	2,8	2,7	2,7	2,6	2,5
45–55	3,7	3,6	3,5	3,5	3,4	3,2	3,2	3,1	3,0
55–65	4,2	4,0	3,8	3,8	3,7	3,6	3,6	3,5	3,4
65–75	4,8	4,6	4,4	4,4	4,2	4,0	4,0	3,8	3,6

6.4.3. Образование провалов и воронок обрушения на земной поверхности

При подработке полостей карстового происхождения, имеющих в толще горных пород, или пустот, возникших в результате отработки верхних пластов камерами, на земной поверхности нередко образуются воронки. Особенно часто они образуются при выпуске в горные выработки плывунов, зале-

гающих линзами на небольшой глубине. Такие явления наблюдаются в Подмосковном бассейне, в Красноармейском районе Донбасса и на других месторождениях с аналогичными условиями.

Образование воронок на земной поверхности характерно для подземного выщелачивания соляных пластов. При откачке соляного раствора (рапы) в г. Славянске образовалась система озер, покрывших значительную площадь соледобывающего района. Некоторые из этих озер образовались в течение суток. Глубина их иногда достигает нескольких метров.

По степени опасности возникновения провалов на дневной поверхности подработанные территории, в зависимости от характера нарушенности, можно условно разделить на три состояния устойчивости массива: неустойчивое, относительной устойчивости и устойчивое.

При неустойчивом состоянии массива существует высокая вероятность возникновения провалов. К таким участкам поверхности относятся подработанные территории, где вскрывающие выработки ликвидированы без соблюдения правил безопасности, подготовительные выработки расположены на глубине менее 30 м или разведочным бурением подтверждено наличие пустот в массиве.

Относительно устойчивое состояние массива характеризуется явлениями как возникновения провалов, так и их отсутствием. К территориям данного состояния относятся участки, где одиночные выработки расположены на глубине до 60 м, а также карстовые зоны, прилегающие к этим территориям, в том числе выработки, на которые отсутствует маркшейдерская документация.

При устойчивом состоянии массива вероятность образования провалов низка, за исключением случаев активизации деформационных процессов, связанных с прорывом обводненных пород, разрушением целиков, перепуском пород по падению и т.п. К таким территориям относятся подработанные площади с закончившимся процессом сдвижения или когда выработки находятся на безопасной глубине, исключаяющей проявления об-

рушений поверхности. Это участки, где одиночные выработки расположены на глубине свыше 60 м (до 80 м согласно СНиП 2.01.09-91, пункт 1.2), когда существует маркшейдерская документация и имеются акты о полной засыпке вскрывающих выработок (стволов, шурфов, скважин большого диаметра).

Развитие обрушений над выработкой может происходить в простых и сложных условиях. К простым относятся условия, при которых на характер образования провалов влияют только размеры сечения выработки и ее глубина. К сложным относятся условия, при которых, помимо перечисленных, влияющими являются также такие факторы, как механическая суффозия вышележащих пород, поступление в выработку песков и плывунов, перепуск обрушенных пород в нижележащие выработки, наличие в массиве водоносных горизонтов и карстовых полостей.

Характер развития зон деформирования в массиве и на поверхности при обрушении кровли выработок до и после выхода провала на поверхность имеет свои особенности.

При потере устойчивости пород кровли они начинают обрушаться, образуя над выработанным пространством зону обрушения. В общем случае она имеет форму свода, который при одних соотношениях глубины разработки, площади выработанного пространства, объема пустот и прочности массива покрывающих пород может локализоваться в коренных породах, при других – достигнуть поверхности, вызывая ее обрушение в виде воронок, при расширении которых наблюдаются провалы, зоны террас и трещин.

Локализация обрушения в коренных породах возможна по следующим причинам:

- после обрушения кровли в подработанной толще образуется устойчивый свод естественного равновесия, внутри которого располагается зона обрушения;
- после нарушения равновесия подработанной толщи пород обрушившиеся породы за счет разрыхления подбучивают вышележащие слои, препятствуя их дальнейшему обрушению.

Общий ход процесса провалообразования заключается в обрушении пород вышележащей толщи, которые под действием

собственного веса стремятся заполнить выработанное пространство, при этом над выработкой происходит обрушение непосредственной кровли и развитие первичного свода обрушения. Затем, при определенных условиях, возникает развитие сводообразования вверх к поверхности, при достижении которой образуются провалы и воронки.

Отличительной особенностью воронок от провалов является то, что первые имеют в горизонтальном сечении форму, близкую к окружности, и небольшие размеры. Провалы в большинстве случаев в сечении имеют бесформенную впадину достаточно больших размеров. Образование провалов вызывает наиболее серьезные последствия по причине внезапности и значительных величин деформаций.

Вероятность образования провалов на поверхности, при прочих равных условиях, зависит от глубины расположения выработки и площади ее поперечного сечения. Для оценки устойчивости массива горных пород над одиночной выработкой были построены графики, на которых по оси абсцисс откладывались площади сечения выработок, по оси ординат – глубина расположения выработки. На эти графики были нанесены результаты обследования территорий над выработками, расположенными на различных глубинах и имеющими различные поперечные сечения. Кривая, оконтуривающая верхнюю границу участков, на которых во всех случаях образовывались провалы (рис. 6.26, кривая H_n), аппроксимировалась зависимостью вида

$$H_n = 8\sqrt{S}, \quad (6.130)$$

а кривая, оконтуривающая нижнюю границу участков, на которых во всех случаях не образовывалось провалов (рис. 6.26, кривая H_y), аппроксимировалась зависимостью вида

$$H_y = 16\sqrt{S}, \quad (6.131)$$

где H_y и H_n – расстояние от кровли выработки до контакта коренных пород с наносами, при котором массив горных пород будет находиться соответственно в состоянии устойчивого и неустойчивого равновесия; S – площадь сечения выработки в черне, м².

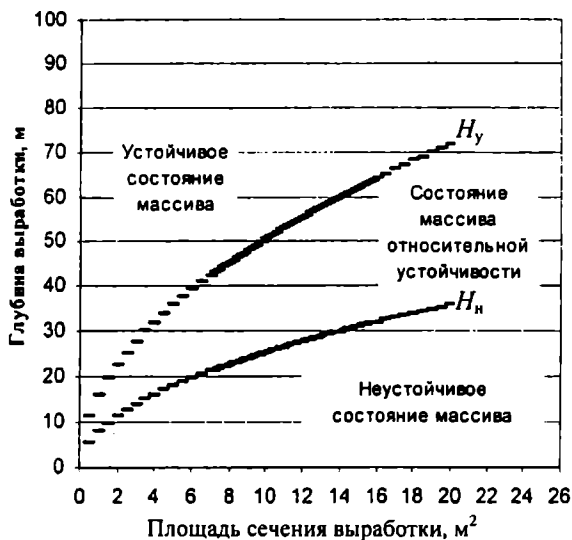


Рис. 6.26. График оценки устойчивости состояния массива: — — — кривая, полученная по экспериментальным данным; - - - кривая, полученная путем экстраполяции

На участках, расположенных между кривыми H_n и H_y , возникновение провалов чередовалось с их отсутствием.

Анализ случаев, расположенных между кривыми H_n и H_y , показал, что помимо основных факторов (глубины и размеров выработки), существенное влияние на условия образования провалов оказывает степень заполнения выработки вмещающими породами на момент обрушения кровли. Так, если выработка находится в слабых пучащих породах, таких, как пластичные глины, то на момент обрушения кровли большая часть ее сечения будет заполнена породами почвы. Величина зоны обрушения в данном случае будет незначительной, следовательно, и вероятность образования провала будет минимальной. При залегании в почве выработки более плотных пород степень заполнения выработки на момент обрушения кровли будет незначительной, а величина развития зоны обрушения возрастет. В этом случае возрастет и вероятность образования провала на поверхности.

Оценка степени заполнения сечения выработки вмещающими породами на момент обрушения кровли состоит в следующем. Вначале по методу, разработанному проф. И.В. Баклашовым, определяется показатель долговечности горных выработок по критерию устойчивости пород кровли вмещающего

массива $\frac{\tau R_c^2}{H_p^3}$, где $\tau = \left\{ \frac{[U]}{K_a K_b (\sigma - 1)} \right\}^{3,33}$; $[U]$ – характеристика ка-

питальности выработок, мм; $[U] = 500$ мм для шахтных стволов, $[U] = 200$ мм для остальных выработок; R_c – расчетное сопротивление вмещающего породного массива сжатию, МПа, определяемое по формуле $R_c = R \cdot K_c$; R – среднее значение сопротивления вмещающих пород сжатию, определяемое по результатам лабораторных испытаний породных образцов или по формуле $R = 10f$, МПа; f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова; K_c – коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность породного массива поверхностями ослабления, принимаемый по СНиП II-94-80 (табл. 6.13);

Таблица 6.13

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Коэффициент K_c
Более 1,5	0,9
От 1,5 до 1,0	0,8
От 1,0 до 0,5	0,6
От 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

H_p – расчетная глубина заложения выработки или ее участка, м; $H_p = k \cdot H$; H – проектная глубина заложения выработки, м; k – коэффициент, учитывающий особенности естественного напряженного состояния вмещающего массива и принимаемый согласно СНиП II-94-80 равным 1,0 для обычных горно-геологических условий и более 1,0 для сложных горно-геологических условий, например, в зонах тектонических нарушений рекомендуется $k = 1,5$; b – ширина выработки в проходке, м; K_a – коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиноватости, определяемый согласно СНиП II-94-80 (табл. 6.14).

Направление проходки выработки	K_a при углах залегания пород или основных плоскостей, градус					
	20	30	40	50	60	>70
По простиранию	1,00	0,95	0,80	0,65	0,60	0,60
Вкрест простирания	0,70	0,60	0,45	0,25	0,20	0,15
Под углом к простиранию	0,85	0,80	0,65	0,45	0,35	0,35

K_b – коэффициент воздействия других выработок, принимаемый по СНиП II-94-80 следующим образом: для одиночных выработок и камер $K_b = 1$; для сопряжений с односторонним примыканием выработок $K_b = 1,4$; для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двухстороннего заезда или пересекающихся выработок $K_b = 1,6$.

С целью упрощения расчетов канд.техн.наук В.Н. Кошелевым составлена номограмма для определения степени заполнения выработки вмещающими породами на момент обрушения кровли (рис. 6.27).

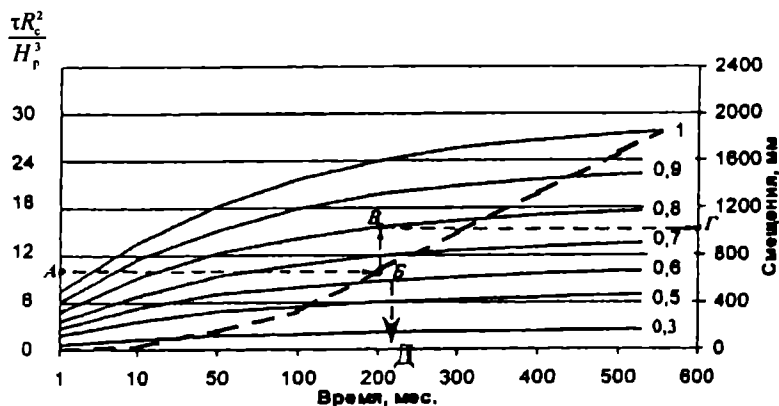


Рис. 6.27. Номограмма для определения времени обрушения кровли и величины пучения почвы выработки:

— графики пучения почвы при $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} = 0,3; 0,5; \dots; 1$; - - - график обрушения кровли

выработок в зависимости от показателя $\frac{\tau R_c^2}{H_p^3}$.

Принцип пользования номограммой состоит в следующем.

Вначале устанавливается величина показателя $\frac{\tau R_c^2}{H_p^3}$. В случае,

приведенном на номограмме (см. рис. 6.27), данный показатель равен 10 (точка *A*). Затем из точки *A* проводится линия, параллельная оси абсцисс, до пересечения с графиком обрушения кровли (точка *B*). После чего из точки *B* проводится линия, параллельная оси ординат, до пересечения с графиком пучения

почвы при соответствующем показателе $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$, где γ – объемный

вес, т/м³; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие т/м². В рассматриваемом примере значение этого показателя равно 0,8 (точка *B*). Далее из точки *B* проводится линия, параллельная оси абсцисс, до пересечения со шкалой смещений. Искомой величиной является точка *Г*. Таким образом, на момент обрушения кровли (точка *Д* на шкале времени) выработка будет заполнена пучащими породами на высоту 1050 мм.

Для удобства оценки подработанных территорий составлена их классификация (табл. 6.15). В качестве основного классификационного признака принят характер их дальнейшего использования.

Таблица 6.15

Классификация подработанных территорий

Класс	Группа	Вариант	Условия использования
1. Благоприятные	1.1. Территории, под которыми отсутствуют полости в толще пород	1.1.1. Территории, под которыми выработки заложены пустой породой в процессе ликвидации шахты	Использование территорий без ограничений
		1.1.2. Территории, под которыми обнаружены полости в толще ликвидированы искусственным путем и процесс сдвижения закончился	Использование территорий под контролем наблюдений

Класс	Группа	Вариант	Условия использования
	1.2. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубине свыше 60 м в сильно пучащих породах ($\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} > 1$)	$\frac{H}{\sqrt{S}} > 16$	Использование территорий для нужд сельского хозяйства без ограничений; для строительства – после проведения дополнительных изысканий
2. Относительно благоприятные	2.1. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубине свыше 60 м в пучащих породах ($0,3 < \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} < 1$)	2.1.1. $\frac{H}{\sqrt{S}} > 16$ 2.1.2. $8 < \frac{H}{\sqrt{S}} < 16$	Использование территорий для сельского хозяйства без ограничений; для строительства сооружений 3 и 4-го разряда, указанных в действующих Правилах охраны – тоже без ограничений
	2.2. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубинах от 30 до 60 м в сильно пучащих породах ($\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} > 1$)	2.2.1. $\frac{H}{\sqrt{S}} > 16$ 2.2.2. $8 < \frac{H}{\sqrt{S}} < 16$	Использование территорий для сельского хозяйства без ограничений, для строительства сооружений – после проведения профилактических мероприятий
	3.1. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубинах от 30 до 60 м в пучащих породах ($0,3 < \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} < 1$)	3.1.1. $8 < \frac{H}{\sqrt{S}} < 16$ 3.1.2. $\frac{H}{\sqrt{S}} < 8$	Использование территорий для нужд сельского хозяйства без ограничений, для строительства сооружений 3 и 4-го разряда – с применением строительных мер защиты
	3.2. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубине менее	3.2.1. $8 < \frac{H}{\sqrt{S}} < 16$	Использование территорий для нужд сельского хозяйства без ограничений, для строи-

Класс	Группа	Вариант	Условия использования
	30 м в сильно пучащих породах ($\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} > 1$)	3.2.2. $\frac{H}{\sqrt{S}} < 8$	тества сооружений 4-го разряда – с применением строительных мер защиты Использование для нужд сельского хозяйства без ограничений, для строительства сооружений 4-го разряда – с применением специальных мероприятий
4. Ограниченно пригодные	4.1. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубинах от 30 до 60 м в непучащих породах ($\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} < 0,3$)	4.1.1. $8 < \frac{H}{\sqrt{S}} < 16$ 4.1.2. $\frac{H}{\sqrt{S}} < 8$	Сезонное использование территорий под садово-огородные участки; для сооружения строений непостоянного пользования
	4.2. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубине менее 30 м в пучащих породах ($0,3 < \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} < 1$)	4.2.1. $8 < \frac{H}{\sqrt{S}} < 16$	Использование территорий под лесопарковые зоны, для строительства – после проведения дополнительных исследований состояния толщ пород и ликвидации обнаруженных пустот
		4.2.2. $\frac{H}{\sqrt{S}} < 8$	Использование территорий под пастбища в дневное время; для строительства не рекомендуется
5. Непригодные	5.1. Территории, под которыми горные выработки расположены на глубине менее 30 м в непучащих породах ($\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}} < 0,3$)	$\frac{H}{\sqrt{S}} < 8$	Территории не подлежат использованию, обтягиваются проволочным ограждением и обозначаются специальными предупреждающими об опасности знаками

Класс	Группа	Вариант	Условия использования
	5.2. Участки территорий в зоне влияния выработок, имеющих выход на земную поверхность (стволы, шурфы)	5.2.1. Засыпка выработок породой до уровня земной поверхности	Территории не подлежат использованию, около стволов создается резерв породы для дополнительной подсыпки по мере просадки грунта
		5.2.2. Установка прочных полков в выработке и засыпка пространства между ними беспросадочной породой	Территории не подлежат использованию, вокруг устья ствола на расстоянии, определенном проектом, возводится прочное ограждение высотой не менее 2,5 м и проводится водоотливная канава, устанавливаются знаки опасной зоны

6.5. ДИНАМИЧЕСКИЕ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В МАССИВАХ ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ ГОРНЫХ РАБОТ

Наряду со статическими формами проявлений горного давления, рассмотренными выше, в массивах горных пород могут происходить динамические, внезапные разрушения участков, находящихся в определенных условиях напряженного состояния при больших действующих напряжениях. В естественной геологической обстановке к подобным динамическим явлениям в земной коре относятся землетрясения. При ведении же горных работ таковыми являются горные удары и внезапные выбросы пород, угля и газа.

6.5.1. Горные удары. Форма проявления, условия возникновения, методы прогнозирования

Горный удар представляет собой явление хрупкого разрушения предельно напряженного участка массива (обычно краевой его части возле выработки или целика), при котором происходят интенсивное дробление, измельчение и выброс породы или разрабатываемого полезного ископаемого в выработку, нарушение крепи, смещение, что влечет за собой в ряде случаев повреждение добычных машин и оборудования. Удар сопровождается сейсмическими колебаниями в окружающем массиве, резким звуком, воздушной волной и образованием пыли.

Как правило, горному удару предшествует усиление давления на крепь и целики, а после удара усиливается горное давление на смежных участках. В ряде случаев горным ударам сопутствуют вспучивание почвы и выдавливание пород в выработку.

Горные удары проявляются в разнообразных формах, в различных условиях, на разных стадиях развития горных работ. Они могут происходить как в выработках, пройденных по полезному ископаемому, так и во вмещающих горных породах. Случаются горные удары и в выработках по полезному ископаемому, при которых собственно разрушению подвергаются вмещающие породы кровли или почвы. Наблюдаются горные удары в краевой части массива полезного ископаемого, а также в целиках. В ряде случаев горные удары возникают в целиках, расположенных в выработанном пространстве, на том или ином удалении от участков ведения горных работ, иногда даже в целиках ранее отработанных горизонтов.

Горные удары происходят при определенных сочетаниях естественных геологических и горно-технических условий. Эти сочетания крайне разнообразны и связаны с влиянием многих факторов, которыми определяется не только само возникновение горных ударов, но также их сила и характер проявления.

К наиболее существенным геологическим факторам, обуславливающим возможность появления горных ударов, относятся следующие: достаточно прочное и упругое полезное ископаемое; залегание в кровле и почве полезного ископаемого

мощных прочных слоев пород; достаточно большая относительная глубина горных работ (при этом критическая глубина неодинакова для полезного ископаемого и окружающих пород разной прочности); сильная тектоническая нарушенность месторождения или участка и ведение горных работ вблизи дизъюнктивных нарушений и замков складок.

Среди горно-технических факторов, подготавливающих горные удары, т. е. создающих условия для их возникновения, наиболее существенны следующие: ведение горных работ с оставлением целиков полезного ископаемого; изрезанность обрабатываемого участка большим числом подготовительных и нарезных выработок; ведение работ под целиками, оставленными на смежных пластах или жилах; применение камерно-столбовых систем разработки; ведение горных работ догоняющими и встречными забоями; выемка сильно напряженных целиков; дополнительные импульсные нагрузки на участки массива при ведении добычных и взрывных работ.

Очагами горных ударов являются участки повышенной концентрации потенциальной энергии упругого сжатия массива горных пород (целики полезного ископаемого и вмещающие породы, в особенности выступающие в очистное пространство, стенки подготовительных выработок и т. п.), находящиеся в условиях предельного напряженного состояния. Именно предельное напряженное состояние, создающееся в отдельных участках массива и обусловленное действием горного давления, т. е. действием гравитационных и тектонических сил, а в некоторых случаях и дополнительным влиянием давления напорных вод, является основной причиной горных ударов. Существенную роль в развязывании процесса горного удара играют импульсные нагрузки, которые могут возникать в предельно напряженном участке массива вследствие разнообразных причин: упругой волны при взрывах, внедрения в полезное ископаемое рабочего органа добычной машины, крупного мгновенного разлома в слое зависшей кровли, мгновенного усиления неравномерности напряженного состояния призабойной части массива при приближении забоя к дизъюнктивному нарушению или к замку

352

складки и т. д. Возникающие импульсные нагрузки приводят к цепной реакции мгновенного хрупкого разрушения участка массива, находившегося в предельном напряженном состоянии, и к переходу накопленной потенциальной энергии в работу разрушения, дробления, смещения части массива.

Имеются две точки зрения на причины разрушения пород при горном ударе. Одна из них сводится к тому, что горный удар происходит в результате спонтанного развития деформаций пород с разрывом сплошности в направлении, нормальном к направлению приложения нагрузок. Другая состоит в том, что разрушение при горном ударе происходит под действием касательных напряжений, обусловливаемых неравномерностью напряженного состояния в краевых частях массива.

Проф. И.М. Петухов сформулировал следующие два принципиальных положения относительно механизма горных ударов:

- горный удар является следствием нарушения равновесия всей системы «блок породы – полезное ископаемое»;
- горный удар возможен в том случае, если скорость деформации, обусловленная нарастанием удельного давления, превысит максимально возможную скорость пластического деформирования для данной части массива, находящейся в предельно напряженном состоянии.

Последнее положение является наиболее существенным, основным условием возникновения горного удара. На основе этого положения становятся ясными причины горных ударов в массивах, сложенных слабыми и весьма обводненными горными породами.

Проф. С.Г. Авершин, рассматривая вопрос о вероятном механизме горных ударов, указывает на хрупкое разрушение краевой части массива при ударе под влиянием возникающих в некоторой зоне разрывных деформаций. Горные породы в нетронутом массиве, т. е. до проведения выработки, имеют некоторый запас потенциальной упругой энергии, который сохраняется до тех пор, пока при проведении выработки не возникнут возможности ее преобразования в работу деформирования. При достаточно медленном, постепенном изменении соотношений между

внешними и внутренними силами поддерживается динамическое равновесие, так как успевают реализоваться пластические деформации напряженного участка массива.

Вместе с тем в сильно напряженных участках массива, особенно при напряжениях, приближающихся к предельным, вследствие существенной неоднородности пород (более упругие частицы породы в сравнении с менее упругими оказываются более напряженными) начинают развиваться локальные разрушения, даже в условиях всестороннего сжатия. Такие разрушения, происходящие при увеличении нагрузки на породы, вызывают трески и шумы в напряженном участке массива.

Особенно это характерно для краевых частей массива, где напряженное состояние обуславливается воздействием опорного давления. Исходя из особенностей напряженного состояния краевой части массива, С.Г. Авершин выделяет в целике между очистным забоем и подготовительной выработкой некоторую зону, в пределах которой точки массива смещаются в противоположные стороны (рис. 6.28). В ее пределах возможно возникновение трещин разрыва. В случае образования трещины ее поверхность мгновенно оказывается в состоянии, свободном от напряжений, в породе же (или полезном ископаемом) вблизи трещины в ничтожно малый отрезок времени создаются очень большие напряжения. Такой мгновенный перепад напряжений в определенных условиях критического состояния массива может явиться началом прогрессирующего разрушения перенапряженного участка массива, при этом область концентрации напряжений перемещается на другие участки массива.

И.М. Петухов, рассматривая схему состояния краевой части массива, выделяет дополнительно несколько зон с плавными переходами от одной из них к другой (рис. 6.29). В глубине массива образуется ядро пород, находящихся в пластическом (или псевдопластическом) состоянии (зона *В*). Породы в этой зоне обладают высоким внутренним давлением, которое уравнивается сопротивлением пород зон *Б* и *Г*. При этом периферийная часть массива в пределах зоны *Б* оказывает сопротивление внутреннему давлению за счет трения по контактам с боко-

выми породами и защемления полезного ископаемого боковыми породами. Если внутреннее давление в зоне *В* превышает сопротивление периферийной зоны *Б*, происходит подвижка пород зон *А* и *Б* в сторону выработанного пространства до тех пор, пока вновь не установится равновесие. Такие подвижки могут происходить многократно. Причем если хрупкое разрушение будет испытывать лишь незначительная часть зоны *В*, то возникнут только многократные толчки без разрушения всей сильно напряженной части массива. Если же внутренние выталкивающие силы в зоне *В* окажутся достаточно большими, чтобы сообщить породам в зонах *А* и *Б* непрерывное движение в сторону выработанного пространства, то возникнет лавинообразный процесс разрушения пород в зоне *В*, т. е. горный удар.

В районах, где происходят геотектонические процессы, разработка месторождений полезных ископаемых приводит к наложению на существующее в земной коре поле напряжений дополнительного поля, вызванного перераспределением горного давления под влиянием подземных выработок. В этих районах напряженно-деформированное состояние массива нередко больше зависит от усилий, действующих в горизонтальном

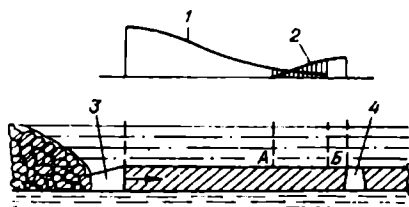


Рис. 6.28. Влияние приближающегося очистного забоя на деформации целика возле подготовительной выработки (по С.Г. Авершину):

1 – эпюра смещений в целике, направленных в сторону очистного забоя; *2* – эпюра смещений, направленных в сторону подготовительной выработки; *3* – очистная выработка; *4* – подготовительная выработка; *AB* – зона деформаций растяжения – область вероятных разрывов в целике

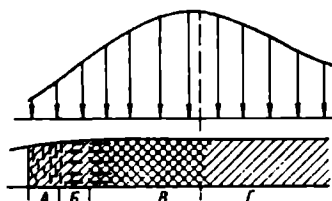


Рис. 6.29. Схема состояния краевой части массива (по И.М. Петухову):

А – призабойная зона нарушенных пород с разрывом сплошности; *Б* и *Г* – зоны преобладающих упругих деформаций; *В* – зона преобладающих пластических деформаций

направлении, чем в вертикальном, что наблюдается, в частности, на месторождениях Кольского полуострова и Горной Шории. Внезапное высвобождение потенциальной энергии упругого сжатия, накопленной под совместным воздействием геологических и горно-технических факторов, приводит к мгновенным хрупким разрушениям участков массива в местах концентрации напряжений.

Большое влияние на условия возникновения горных ударов оказывает скорость подвигания очистных забоев. С увеличением скорости подвигания забоев повышается интенсивность нагружения массива в зоне опорного давления, возрастает доля упругой деформации и создаются условия для внезапного хрупкого разрушения массива. Считается, что потенциально опасным является находящийся под нагрузкой пласт в том случае, когда доля упругих деформаций достигает 70 % от суммарных деформаций, возникающих при разрушении. При остановке забоя или очень медленном его подвигании происходит уплотнение массива, повышение его жесткости и хрупкости, что также способствует возникновению горного удара. Скорость подвигания очистного забоя C_2 будет допустимой при соблюдении следующего условия:

$$C_1 > C_2 > C_3, \quad (6.132)$$

где C_1 – скорость распространения релаксации в призабойной зоне в направлении продвижения фронта горных работ; C_3 – скорость нарастания в массиве упругой деформации в том же направлении.

При горных ударах в угольных пластах в интенсификации процесса разрушения угля существенное влияние имеют также колебания вмещающих пород. Часто после горного удара между углем и кровлей пласта создается щель протяженностью в глубину до нескольких метров и высотой от нескольких сантиметров до 0,2—0,5 м. Образование щели И.М Петухов объясняет тем, что при мгновенном упругом смещении боковых пород разрушающийся угольный пласт вследствие инерции сдавливается больше, чем фактически сближаются боковые породы.

Такое предположение вполне вероятно вследствие различия деформационных и плотностных свойств угля и вмещающих пород.

Длительность процессов хрупкого разрушения при горном ударе составляет от сотых долей секунды до 2–3 с. Она тем больше, чем сильнее горный удар. Соответственно различен частотный спектр сейсмических колебаний, возникающих при горных ударах. Максимум частотного спектра при микроударах лежит в диапазоне 500–800 Гц, при средних ударах около 10 Гц, а при сильных 1–3 Гц. Сейсмическая энергия единичного горного удара составляет от нескольких джоулей при стрельании горных пород до 10^6 Дж и более при очень сильных, катастрофических ударах.

Предложено несколько классификаций горных ударов, основанных на различных признаках. Наибольший интерес представляют три классификации.

Одна из них предусматривает подразделение горных ударов по физическому признаку – причине их возникновения. По этому признаку горные удары подразделяют на три типа. Удары первого типа называют *ударами давления*. При таких ударах целики полезного ископаемого или породы взрываются подобно тому, как это происходит при взрывоподобном разрушении под прессом крепкого образца породы при нагрузке, превышающей предел прочности данной породы.

Удары второго типа называют *шоковыми горными ударами*. Их причиной является внезапное приложение нагрузки. Шоковые удары возможны в случае, если над полезным ископаемым залегают мощные крепкие покрывающие породы. Первоначально они консольно висят над целиком, нагружая и защемляя его. При достижении же определенного пролета происходит излом и обрушение зависших пород, при этом возникает волна давления, вызывающая мгновенное разрушение предельно напряженного целика.

Удары третьего типа – *удары взламывания*. Причиной таких ударов служит наличие в толще выше непосредственной кровли или ниже непосредственной почвы прослойка пластичной поро-

ды, например прослойка глины, заключенного между жесткими породными слоями. В соответствующих условиях этот прослоек выдавливается в сторону выработки и взламывает жесткий слой кровли (или почвы) выработки в форме горного удара.

Другая классификация позволяет выделять различные классы горных ударов по энергетическому признаку – количеству сейсмической энергии, выделяющейся при ударе, и соответственно по степени и объему разрушения при этом полезного ископаемого и пород, крепи, оборудования и т. д. По энергетическому признаку целесообразно различать пять классов горных ударов: микроудары, относя к ним стреляние горных пород и толчки, слабые, средние, сильные и катастрофические удары. В табл. 6.16 приведены данные о сейсмической энергии ударов каждого класса и их сейсмичности в эпицентре.

Стреляние горных пород, как было уже описано, представляет собой хрупкое разрушение пород на поверхности горной выработки, проявляющееся в отскакивании отдельных кусков породы от забоя, кровли, почвы или стенки выработки, от стенки целика и сопровождающееся звуковым эффектом, подобным выстрелу.

Толчок – это локальное разрушение полезного ископаемого или породы в глубине массива без измельчения и выброса. Толчки обычно сопровождаются звуком, небольшим сотрясением массива, а при достаточной их силе также воздушной волной. Если толчок происходит в процессе действия рабочего органа горной машины, например бара врубной машины или долота бурового станка, то он ощущается именно как толчок на инструмент.

Таблица 6.16

Энергетические характеристики горных ударов различных классов

Класс горного удара	Сейсмическая энергия, Дж	Уровень сейсмичности в эпицентре, балл
Микроудары (стреляние, толчки)	< 10	< 1
Слабые	$10-10^2$	1–2
Средние	10^2-10^4	2–3,5
Сильные	10^4-10^7	3,5–5
Катастрофические	$> 10^7$	> 5

Таким образом, в классе микроударов стрельание есть поверхностное локальное разрушение, а толчок – локальное разрушение в глубине массива, при близких значениях энергетических параметров.

Слабый горный удар – это локальное разрушение и незначительный выброс полезного ископаемого в выработку с ощутимыми звуковым и сейсмическим эффектами, возможным образованием пыли, но без существенного нарушения крепи и без повреждения машин и оборудования.

Средний горный удар влечет за собой быстрое хрупкое разрушение и выброс или выдавливание в выработку уже значительного объема полезного ископаемого или породы с большим количеством пыли, образование воздушной волны, нарушение крепи и завал выработок на участках с длиной до нескольких метров, смещение и повреждение машин и оборудования.

Сильный горный удар приводит к нарушениям крепи и завалам выработок с повреждением машин и оборудования на участке протяженностью до нескольких десятков метров, что требует больших объемов восстановительных работ.

При *катастрофических горных ударах* происходит спонтанное, в форме цепной реакции, разрушение ряда целиков, завал выработок в пределах целого участка или горизонта рудника или шахты; в отдельных случаях разрушение охватывает все основные выработки рудника, приводя к его гибели. Площадь горных выработок, разрушаемых при таком ударе, иногда достигает многих сотен тысяч квадратных метров.

В третьей классификации виды горных ударов различают по топологическому признаку – месту проявления ударов, характеризующему условия нагружения рудного тела, пласта или пород за счет эффекта опорного давления. Здесь различают удары в целиках, в краевых частях массива, в выработках, пройденных по полезному ископаемому и в полевых выработках и др.

Анализируя случаи горных ударов в конкретных условиях месторождения, района или бассейна, устанавливают тип, энергетический класс и топологический вид наблюдавшихся ударов и намечают комплекс мер по их предупреждению, предотвращению или локализации.

При разведке и разработке полезных ископаемых, строительстве подземных сооружений важное значение имеет прогноз горных ударов. Он позволяет правильно спроектировать объект, предусмотрев проходку основных выработок в неудароопасных породах и участках, выбрать соответствующую систему разработки и способы проходки выработок. Следует иметь в виду, что в условиях горного производства важно заранее предусмотреть в проекте требуемые меры, так как их реализация на действующем объекте часто требует дополнительных затрат и связана с дополнительными потерями времени.

Прогноз горных ударов предусматривает: а) выявление удароопасных горных пород (в том числе залежей или пластов полезного ископаемого) и оценку глубин, начиная с которых данные породы становятся удароопасными; б) определение участков возможного проявления горных ударов; в) предсказание времени проявления горных ударов.

На стадии разведки месторождения или инженерно-геологических изысканий сравнительная способность горных пород к накоплению упругой потенциальной энергии может быть оценена посредством испытания механических свойств пород с использованием для этого буровых кернов. Для пород, потенциально склонных к горным ударам, зависимости нагрузка – деформация близки к прямолинейным, т. е. следуют закону Гука в интервале нагружения образцов практически вплоть до их разрушения. В породах, не склонных к горным ударам, при испытаниях наблюдается развитие пластических деформаций: зависимости нагрузка – деформация, начиная с некоторого уровня напряжений, выполаживаются, т. е. деформации растут быстрее, чем нагрузки, закон Гука не выполняется. Для угольных пластов, опасных по горным ударам, прямолинейные зависимости нагрузка – деформация соблюдаются в интервале напряжений до 80 % от разрушающих. Кроме того, пласты, опасные по горным ударам, имеют обычно более простое строение. Наряду со свойствами важную роль играет геологическое строение, в частности чередуемость и мощность пород. Так, наличие в кровле и почве полезного ископаемого мощных прочных пород способствует проявлению горных ударов.

Если разведку и изыскания ведут на месторождении или в бассейне, где уже осуществляют разработку, то для оценки удароопасности пород данного объекта существенное значение имеет анализ и сравнение горно-геологических условий этого объекта и объектов уже действующих, т. е. использование метода аналогий.

Проводя оценку склонности пород к горным ударам, целесообразно определять также глубины, на которых данные породы могут испытывать напряжения, приближающиеся к разрушающим, исходя из прочности этих пород и учитывая возможные концентрации напряжений вокруг выработок и в краевых частях массивов. Для такой оценки следует использовать все имеющиеся данные о напряженности массива пород, о возможном действии в массиве тектонических сил, их значении и направлении. В тех случаях, когда разведку или инженерно-геологические изыскания ведут с проходкой не только скважин, но и горных выработок, следует использовать последние для измерений тензора напряжений в натурных условиях, а также для дополнительных натурных определений механических свойств пород.

Оценка удароопасности пород на стадии разведки и изыскании носит самый предварительный характер и не дает полностью объективных и однозначных результатов. Более надежный прогноз удароопасности может быть осуществлен на строящемся или действующем объекте при проходке выработок и ведении добычных работ. При этом объективными признаками удароопасности являются стреляние, толчки и слабые горные удары, сопутствующие производственным процессам (бурению и взрыванию шпуров и скважин, отбойке молотками, работе врубовых машин, комбайнов и т. п.). Эти процессы, производя динамическое воздействие на сильно напряженную приконтурную часть массива полезного ископаемого или породы в случае склонности данной породы к горным ударам, в сущности провоцируют возникновение хрупких микроразрушений в приконтурном массиве, что свидетельствует о наличии такого напряженного состояния, которое может при определенных условиях повлечь более сильные горные удары.

По своей физической природе стреляние, толчки и слабые удары аналогичны форшокам, предшествующим землетрясениям, т.е. это явления хрупких микроразрушений, свидетельствующих о высоком уровне упругих напряжений в массиве и потенциальной удароопасности.

Другим предвестником горного удара, причем наиболее изученным, является изменение сейсмоакустической активности массива, т. е. изменение числа естественных сейсмоакустических (преимущественно звуковых) импульсов в массиве горных пород, связанных с микроразрушениями под влиянием возрастающих напряжений в соответствующих частях массива. На регистрации и анализе этих импульсов основан сейсмоакустический метод прогноза горных ударов. Процесс сейсмоакустических наблюдений включает в себя следующие операции: прием естественных импульсов, усиление их до определенного уровня и передачу на регистрацию, анализ сейсмоакустической активности.

Для приема сейсмоакустических импульсов в различных точках массива устанавливают сеймоприемники (геофоны), воспринимающие и передающие импульсы, возникающие в породе, по кабелю или по радио на пункт регистрации. Регистрацию ведут на бумажной или магнитной ленте либо цифровым способом.

Простейший вид анализа сейсмоакустической активности – определение числа импульсов в единицу времени. Рост числа импульсов свидетельствует об активизации процесса микроразрушений. Применительно к различным породам количественные критерии сейсмоакустической активности (критическая интенсивность микроразрушений), свидетельствующие об удароопасности, могут быть существенно различны. Например, для условий различных шахт и пластов Кизеловского бассейна установлено, что пласты следует считать удароопасными, если при бурении скважины диаметром 42–45 мм, общая длина которой равна тройной мощности пласта, среднее число сейсмоакустических импульсов, отнесенное к 1 м скважины, превышает 2–5 импульсов.

Наряду с описанными признаками удароопасности проявляются и другие. Так, в угольных пластах при удароопасных ситуациях увеличивается выход и меняется крупность штыба. Выход штыба в перенапряженных участках увеличивается до 10 раз и более, причем за счет хрупких микроразрушений частиц угля на забое скважины штыб образуется более крупный.

Наконец, оценка удароопасности принципиально возможна на основе определения и анализа свойств пород непосредственно в местах их залегания, например по изменениям усилий вдавливания различных штампов в стенки или торец скважины.

Наибольшую сложность представляет третий вид прогноза – предсказание времени проявления горных ударов. Речь здесь идет о средних, сильных и катастрофических ударах, поскольку именно с такими ударами связаны основная опасность и существенные нарушения технологического процесса.

Для прогноза в районах и бассейнах, опасных по горным ударам, обычно создают специальную службу инструментальных наблюдений за признаками, предшествующими горным ударам. Одним из основных показателей, регистрируемых инструментальными наблюдениями, является упомянутая выше сейсмоакустическая активность породного массива. Ее варьирование соответствует изменению напряженного состояния пород. Обычно перед горным ударом сейсмоакустическая активность резко возрастает, а затем, за 30–40 мин до удара, практически исчезает.

Наиболее надежным является прогноз, основанный на системе непрерывного, постоянного и своевременного получения и обработки информации о месте, времени и развитии в пространстве очагов динамических явлений. Для такого оперативного контроля и прогноза состояния и поведения массива горных пород разработаны многоканальные сейсмические станции, оснащенные мини-компьютерами. С помощью этих станций определяют координаты мест зарождения сигналов акустической эмиссии в разрабатываемом массиве

горных пород и следят за их распределением в процессе изменения напряженно-деформированного состояния массива, что позволяет получать необходимую информацию об интенсивности нарастания и спада микросейсмических явлений для своевременного прогноза времени, места и силы ожидаемого горного удара.

Для наблюдений и прогноза горных ударов применяют также сейсмические методы. Сейсмические станции, создаваемые в районах проявления горных ударов, наряду с сейсмоакустической аппаратурой оснащают чувствительными сейсмографами и наклономерами. Располагая пункты сейсмических наблюдений в различных точках шахтного поля, периодически составляют карты микросейсмрайонирования, позволяющие выделять на определенные периоды сейсмически активные зоны, в пределах которых наиболее вероятно проявление горных ударов.

В случае горного удара сейсмические наблюдения позволяют определить координаты в глубину гипоцентра, т. е. очага горного удара, оценить количество сейсмической энергии, установить частотный спектр, длительность, амплитуду и другие параметры возникших сейсмических колебаний.

Поскольку во многих случаях горные удары происходят в целиках, оставленных в выработанном пространстве, на отработанных горизонтах, пластах, жилах, куда нет непосредственного доступа, такие наблюдения позволяют оценивать не только параметры происходящих горных ударов, но и изменения удароопасной ситуации вследствие изменения во времени напряженного состояния и уровня накопленной потенциальной энергии на различных участках шахтного поля.

6.5.2. Внезапные выбросы пород, угля и газа. Меры по их предотвращению

Внезапные выбросы пород, угля и газа так же, как и горные удары, являются формой динамического проявления горного давления, которые могут быть классифицированы как газодина-

мические явления. Сущность их состоит во внезапном отделении от забоя и дроблении пород при одновременном выделении значительных количеств газа. Потоком газа, выделяемого при выбросе, порода или полезное ископаемое отбрасывается от забоя, а в массиве впереди забоя возникает полость, заполненная большей частью раздробленным материалом. Продолжительность процесса внезапного выброса составляет обычно от долей до нескольких секунд; в отдельных случаях она может достигать нескольких минут.

Таким образом, внезапный выброс можно определить как явление быстрого разрушения некоторого призабойного участка массива, сопровождающегося интенсивным дроблением и измельчением разрушаемой породы и отбрасыванием ее в выработку с одновременным выделением значительных количеств газа.

Общими характеристиками и признаками внезапных выбросов являются: образование мелко дробленной породы, выбрасываемой на большие расстояния от забоя; образование языкообразной полости, заполненной дробленной породой; большое количество выделяемого при выбросе газа; относительно небольшое по сравнению с горными ударами повреждение крепи и пород вне пределов полости выброса.

Внезапные выбросы происходят при ведении горных работ в угольных пластах, в каменных, калийных и магниевых солях, а также при проведении выработок во вмещающих породах каменноугольных месторождений, в большинстве случаев в крепких песчаниках. Основными газами, выделяемыми при внезапных выбросах, являются метан, углекислый газ и азот. В одних случаях выделяется преимущественно какой-либо один из этих газов, в других – их смесь. Полости, образуемые впереди забоя в результате внезапного выброса, бывают разнообразной формы: чаще всего удлиненные груше- или кармановидные, но иногда близкие к сферической, разветвленные, сложной и неправильной конфигурации. Как правило, горловина полости бывает значительно более узкой, чем поперечный размер центральной ее части.

Силу или масштаб внезапного выброса оценивают по поперечным размерам и объему образуемых полостей, количеству выброшенной породы в тоннах и количеству выделенного газа в кубических метрах. Кроме того, часто устанавливают коэффициент газовыделения n , представляющий собой отношение количества газа N в кубических метрах, выделившегося при выбросе, к количеству раздробленного и выброшенного породного материала Q в тоннах:

$$n = N/Q. \quad (6.133)$$

С ростом масштаба выброса коэффициент газовыделения возрастает.

Представляет интерес также интенсивность внезапного выброса, т. е. отношение количества выброшенного материала Q или выделившегося газа N к длительности t процесса выброса:

$$I_n = Q/t; \quad (6.134)$$

$$I_r = N/t = nQ/t. \quad (6.135)$$

По характеру проявления различают *концентрированные* и *рассеянные внезапные выбросы*. Концентрированные выбросы проявляются в пределах шахтного поля или разрабатываемого пласта в той или иной степени систематично, на более или менее постоянных расстояниях друг от друга по мере проведения выработок. Эти расстояния называют в таком случае *шагом выбросов*. Рассеянные выбросы проявляются неравномерно по площади шахтного поля или по простиранию пласта.

Число выбросов на данной шахте или руднике либо в течение года, либо приходящееся на 1 млн. т добытого полезного ископаемого, либо на 100 000 м³ отработанной площади называют *частотой внезапных выбросов*.

Условия возникновения внезапных выбросов крайне многообразны. В качестве общих тенденций можно отметить, что опасность проявления внезапных выбросов, их частота и сила возрастают с увеличением глубины горных работ и давления га-

за, угла падения пород и мощности разрабатываемых пластов и залежей. При приближении горных работ к тектоническим нарушениям опасность внезапных выбросов также возрастает.

Сила внезапных выбросов в очистных выработках обычно бывает большей, чем в подготовительных. Но наибольшую силу имеют выбросы, происходящие при вскрытии выбросоопасных пластов или залежей шахтными стволами и квершлагами.

Отмечено, что внезапные выбросы с участием углекислого газа, как правило, превосходят по силе выбросы с участием метана. В то же время между давлением газа в пласте или слое породы и его опасностью по внезапным выбросам нет непосредственной связи. Так, угольные пласты с давлением газа 2,5–3,0 МПа не давали внезапных выбросов, тогда как на пластах с давлением газа 0,2–0,3 МПа выбросы происходили.

В подавляющем большинстве случаев развитие внезапных выбросов связано с непосредственным механическим воздействием на полезное ископаемое или породу производством взрывных работ, воздействием на забой добычного механизма или инструмента. При этом с увеличением степени воздействия опасность выброса возрастает. Обычно выбросы происходят через несколько секунд после динамического воздействия на забой. Однако случаются и «запоздалые» выбросы, происходящие через более длительные промежутки времени после динамического воздействия, от нескольких минут до нескольких часов. В отдельных случаях выбросы происходят и при отсутствии работ в забое или даже при длительной его остановке.

Относительно причин и вероятного механизма внезапных выбросов высказывали различные точки зрения. Крайние из них состоят в том, что одни исследователи приписывают главенствующую роль газовому фактору (давлению газов, заключенных в порах выбросоопасных пород), другие – горному давлению. В результате обобщения обширных наблюдений за внезапными выбросами в различных горно-геологических условиях, а также проведения экспериментальных и теоретических исследований проф. В.В. Ходот выдвинул, обосновал и развил энергетическую теорию внезапных выбросов, получившую широкое признание

специалистов. Согласно этой теории внезапный выброс является следствием скачкообразного изменения напряженного состояния участка массива полезного ископаемого или вмещающей горной породы. Такое изменение может произойти в результате действия различных факторов: взрывной отбойки, сотрясательного взрывания, механического внедрения в массив рабочего органа, подхода выработки к тектоническому нарушению, вскрытия забоем выработки пласта или слоя, резко отличного по своим деформационным и прочностным характеристикам, динамической нагрузки в призабойной части массива в связи с обрушением зависших горных пород и пр.

Выброс начинается с частичного разрушения и растрескивания участка массива. Поскольку полезное ископаемое или порода насыщены газом, находящимся под давлением, из трещин, развивающихся при частичном разрушении, происходит быстрое выделение газа. Устремляясь в сторону пониженного давления и расширяясь, газ увеличивает разрушение участка массива и развитие трещин. В свою очередь этот процесс способствует десорбции газа из макро- и микропор.

Предварительная оценка выбросоопасности и прогноз внезапных выбросов, так же как и горных ударов, важны для своевременного принятия соответствующих проектных решений и установления должных методов ведения горных работ на выбросоопасных участках, пластах и шахтах. Под оценкой выбросоопасности понимают предвидение реакции пород в их естественном залегании на проведение горной выработки. Оценка выбросоопасности основывается на данных о свойствах горных пород, их напряженном состоянии в массиве, изменении свойств и напряженного состояния в процессе разработки.

Различают три категории методов прогноза выбросоопасности горных пород: региональные, локальные и текущего прогноза. При этом региональные методы направлены на выявление выбросоопасных пластов, слоев или залежей в месторождении, локальные – на выявление и оценку вероятности возникновения динамических проявлений в пределах добычных участков или шахтопластов.

Региональные и локальные методы представляют собой вид долговременного прогноза, осуществляемого на основе признаков выбросоопасности пород, т. е. они предусматривают оценку опасных свойств пластов, залежей и пород. Текущие методы – вид кратковременного прогноза, основанного на улавливании и регистрации предвестников внезапных выбросов, т. е. назначение текущего прогноза состоит в оценке и предсказании выбросоопасного состояния конкретного участка пласта или залежи, в предсказании места и времени внезапного выброса.

Меры предупреждения и борьбы с горными ударами и внезапными выбросами в значительной степени базируются на одних и тех же принципах, поскольку эти явления связаны с повышенной напряженностью горных пород.

Основной принцип состоит в управлении (снижении) напряженностью пород, т. е. в разгрузке соответствующих частей массива полезного ископаемого или пород от опасных напряжений, в изменении их механических свойств (в первую очередь в повышении способности к пластическим деформациям). Кроме того, при предупреждении внезапных выбросов производят дополнительно дегазацию пластов, слоев залежей.

Можно выделить региональные меры предупреждения горных ударов и внезапных выбросов пород и газа, осуществляемые задолго до их проявления и охватывающие добычные участки или же пласты, и локальные меры, относящиеся к отдельным горным выработкам.

К региональным мерам относятся: опережающая отработка защитных пластов (слоев, залежей); предварительная дегазация массива скважинами; профилактическое увлажнение или рыхление пласта впереди очистных выработок или на подготавливаемом горизонте. Локальными мерами являются: бурение опережающих разгружающе-дегазирующих скважин из действующих выработок; обработка опасного массива нагнетанием воды в пласт под давлением в режимах гидрорыхления, гидроотжима и гидроразрыва; гидровывод полостей и щелей; взрывное рыхление; применение разгрузочных щелей и опережающей крепи.

Опыт показывает, что наиболее радикальным является применение региональных мер, которые позволяют своевременно выявить пласты, слои пород, залежи или крупные участки шахтных полей, опасные по горным ударам или внезапным выбросам, предусмотреть проектом и осуществить на стадии вскрытия и подготовки рациональные решения, приемы и последовательность ведения горных работ, которые полностью устраняли бы опасные динамические проявления горного давления или сводили их к минимуму.

В настоящее время при планировании и ведении горных работ в угрожаемых и опасных по горным ударам и внезапным выбросам месторождениях соблюдаются следующие общие принципы:

- нарезка месторождения на шахтные поля и их отработка производится с учетом обеспечения планомерного извлечения запасов без образования участков с большой концентрацией напряжений;

- максимально возможное использование опережающей отработки защитных пластов (залежей);

- исключение встречных и догоняющих фронтов очистных работ;

- уменьшение количества горных выработок впереди фронта очистных работ в обрабатываемых удароопасных пластах (залежах);

- сокращение камерных систем разработки;

- применение узкозахватной выемки;

- предупреждение зависания кровли над выработанным пространством.

Основным и наиболее надежным из региональных мероприятий по предотвращению горных ударов и внезапных выбросов является опережающая отработка защитных пластов. Сущность ее состоит в следующем. Залежь, пласт или слой полезного ископаемого, опасный по горным ударам или внезапным выбросам, предварительно подрабатывают или же надрабатывают другим пластом. В процессе подработки (надработки) в определенных частях массива в результате сдвижения горных

пород возникают зоны разгрузки, т. е. зоны пониженных напряжений, что делает разработку ударо- или выбросоопасного пласта в пределах этих зон безопасной. Пласт или слой, отрабатываемый первоначально, называют *защитным*, а пласт, залежь или слой, опасный по горным ударам или внезапным выбросам, отрабатываемый вслед за защитным, – *защищаемым* или *подзащитным*. В выбросоопасных пластах, слоях и залежах наряду с разгрузкой от напряжений при отработке защитного пласта (слоя) в результате разрыхления сдвигающихся пород и образования в них трещин, кроме того, происходит дегазация, вследствие чего снижается газонасыщенность и давление газа, что также устранил опасность внезапных выбросов.

6.5.3. Зоны, опасные по газодинамическим явлениям и защищенные от них

Схема перераспределения горного давления в пределах области влияния очистной выработки по защитному пласту (слою) представлена на рис. 6.30. В этой области можно выделить зону опорного давления 2, где напряжения возрастают по сравнению с напряжениями в нетронутом массиве, и зону разгрузки, где напряжения ниже, чем в нетронутом массиве.

Влияние очистной выработки на снижение напряжений в массиве пород в пределах зоны разгрузки по мере удаления вверх и вниз от выработки затухает. Поэтому если тот или иной пласт, слой, залежь попадают в зону разгрузки, создавшуюся при отработке защитного пласта (слоя), это еще не гарантирует устранения опасности динамических проявлений горного давления. Лишь в пределах некоторой части зоны разгрузки, где напряжения снижаются в достаточно большой степени, разработка становится безопасной по горным ударам. Эта часть зоны разгрузки и является *защищенной зоной*.

Для обеспечения эффективной защиты от внезапных выбросов необходимо выполнение ряда дополнительных условий: снижение давления газа в опасном пласте, уменьшение газонасыщенности угля и повышение его газопроницаемости. Обычно снижение давления газа в опасном пласте до уровня 0,5–0,8 МПа,

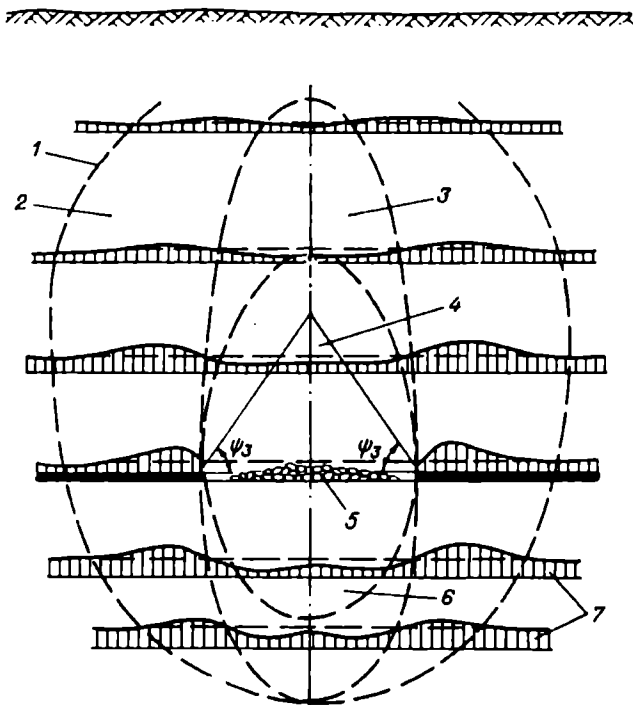


Рис. 6.30. Схема перераспределения горного давления в пределах области влияния очистной выработки по защитному пласту:

1 – контур области влияния выработки; 2 – зона опорного давления; 3 – зона разгрузки; 4 – зона полных сдвижений; 5 – зона обрушения; 6 – защищенная зона; 7 – эпюры опорного давления на различных расстояниях от очистной выработки в массиве пород

происходящее под влиянием опережающей отработки защитного пласта, обеспечивает надежное предотвращение внезапных выбросов. Вместе с тем абсолютное значение давления газа не является строгим критерием выбросоопасности, так как последняя зависит и от ряда других влияющих факторов. Проф. А.Э. Петросян показал, что на выбросоопасность влияет не только давление газа, но и количество свободного газа, находящегося под этим давлением. Проф. И.М. Петухов и д-р физ.-мат. наук А.М. Линьков считают, что опасность выброса отсутствует при выполнении любого из двух условий: 1) энергия недостаточна для разлета со скоростью порядка несколько метров в се-

кунду; 2) сила недостаточна для отрыва частиц. Каждое из них определяет свое безопасное давление, при этом за критический уровень принимается большее из этих давлений. Поскольку для выбросоопасных материалов энергетические условия выполняются практически всегда, решающую роль в развязывании выброса играют силовые условия, т. е. критическое давление определяется силовыми условиями. В работе [48] предлагается определять критический уровень давления газа p_k по формуле

$$p_k = p_a + \sigma_r / m_r, \quad (6.136)$$

где p_a – атмосферное давление.

Расчеты по формуле (6.136) показывают, что только в весьма неблагоприятных условиях, в частности при очень слабых углях (коэффициент крепости ниже 0,3 по шкале проф. М.М. Протодяконова), критическое давление газа оказывается менее 0,5 МПа.

Газодинамическое состояние выбросоопасного пласта при его подработке и надработке определяется характером изменения напряженно-деформационного состояния массива горных пород междупластья и интенсивностью дегазации пласта по эксплуатационным трещинам, образующимся в толще пород в результате их подработки и надработки.

Степень дегазации подрабатываемого (надрабатываемого) выбросоопасного пласта зависит от интенсивности образования системы газопроводящих трещин, их размеров, протяженности и местоположения, т.е. от газопроницаемости междупластовой породной толщи.

В основу расчета газопроводящих трещин, образующихся в толще междупластья при ее подработке и надработке, положена следующая физическая модель.

Сдвигение горных пород выше зоны обрушения происходит в форме последовательного прогиба слоев с разрывом и без разрыва сплошности. При изгибе подрабатываемого породного слоя в нем образуются как зоны сжатия, так и зоны растяжения. При определенных условиях в зонах растяжения в породных слоях и угольных пластах происходит раскрытие природных

трещин и микропор, а также образование эксплуатационных трещин разрыва, которые могут создавать системы газопроводящих каналов в междупластовой породной толще между выбороопасными и защитным пластами.

При прогибе подрабатываемых и (в значительно меньшей степени) надрабатываемых породных слоев, залегающих за пределами зоны интенсивного развития трещиноватости пород с разрывом их сплошности, могут образоваться полости расслоения пород, которые при определенных условиях заполняются газом, десорбировавшимся из частично разгруженных от горного давления угольных пластов. Скорость десорбции газа из угля находится в тесной зависимости от зияния и скорости развития газопроводящих трещин эксплуатационного генезиса. Раскрытие природных и образование эксплуатационных трещин в междупластовой породной толще может повышать газоотдачу подзащитных угольных пластов на 2–4 порядка по сравнению с природной.

Раскрытие в породных толщах трещин и микропор и появление эксплуатационных трещин с образованием системы газопроводящих каналов нарушает состояние динамического равновесия системы уголь – метан в под- и надрабатываемых толщах, вызывая десорбцию метана из угля. Остаточное давление метана в подзащитном угольном пласте, определяющее остаточную газоносность угля, зависит (при прочих равных условиях) от степени газопроницаемости нарушенной эксплуатационными трещинами междупластовой породной толщи.

На основании многочисленных инструментальных измерений с привлечением положений механики горных пород, установлено следующее условие образования газопроводящих трещин в подрабатываемых слоях при пологом залегании пластов:

$$\frac{M}{m} \leq \frac{250}{\epsilon_{кр} \cdot 10^3}, \quad (6.137)$$

где M – мощность междупластья; m – вынимаемая мощность пласта; $\epsilon_{кр}$ – относительная деформация растяжения, при которой происходит разрыв сплошности пород. Расчеты по формуле

и натурные наблюдения показывают, что при $M \leq (25 + 40)t$ в любых осадочных породах образуется сквозной газопроводящий канал, а при $M \geq 125t$ секущие трещины в осадочных породах, включая угольные пласты, не образуются совсем.

При $25 < M/t < 125$ секущие трещины в массиве горных пород не образуют единую газопроводящую систему, вследствие чего на пути движения газа от выбросоопасного пласта к защитному появляется дополнительное сопротивление. При определенном соотношении M/m это сопротивление становится непреодолимым, и газ от выбросоопасного пласта к защитному перестает поступать. Такое положение в условиях пологого залегания пластов наступает при $M/m \geq 80$, когда сквозные секущие трещины не образуются даже в песчаниках ($\epsilon_{кр} \geq 0,003$). Поэтому при подработке в условиях $M/m \geq 80$ уменьшение давления газа в выбросоопасном пласте происходит за счет увеличения его объема, т.е. миграции во вмещающие пласт породы, расширившиеся в вертикальном направлении вследствие упругого восстановления и расслоения пород. При последующем уплотнении пород позади линии подрабатывающего очистного забоя защитного пласта давление газа в выбросоопасном пласте может восстановиться.

По степени дегазации подработанный массив горных пород можно разделить на следующие четыре зоны (при пологом залегании пластов): I – $M/m \leq 25$, II – $80 \geq M/m > 25$, III – $125 > M/m > 80$, IV – $M/m > 125$.

При залегании выбросоопасного пласта в пределах первой зоны происходит практически полная дегазация угля, при этом остаточное давление газа в нем практически не зависит ни от природного давления газа, ни от радиуса дегазации – соотношения M/m .

При залегании выбросоопасного пласта в пределах второй зоны дегазация его происходит менее интенсивно, чем в первой зоне, причем степень дегазации находится в обратной зависимости от соотношения M/m . Остаточное давление газа в подработанном пласте в этих условиях мало зависит от природного давления.

В третьей зоне происходит частичная, временная дегазация выбросоопасного пласта за счет миграции части десорбированного газа в трещины, образовавшиеся в расширившихся окружающих пласт породах. Остаточное давление в этих условиях существенно зависит от природного давления газа в пласте.

В четвертой зоне дегазация подрабатываемого выбросоопасного пласта практически не происходит вследствие большого удаления его от вынимаемого защитного пласта.

Исключительную важность имеет соотношение развития горных работ в пространстве и во времени по защитному и защищаемым пластам, слоям или залежам, чтобы не допустить повторного опасного нагружения участков последних. Эффект повторного нагружения можно проследить на примере развития горных работ по простиранию пласта (рис. 6.31). При положении неподвижного забоя в точке *А*, а перемещаемого в точке *Б* в массиве образуются защищенные зоны, оконтуренные на рисунке штриховыми линиями. Очистные работы по смежным защищаемым пластам необходимо развивать таким образом, чтобы линии очистных забоев по этим пластам не выходили из контура защищенных зон. При оставании очистных работ по защищаемому пласту забой может оказаться в зоне опорного давления, создаваемого со стороны выработанного пространства защитного пласта, т.е. оказаться в таких же или даже более неблагоприятных условиях, чем это имело место при отсутствии разработки защитного пласта.

Разгрузка от напряжений при опережающей отработке защитных пластов распространяется на значительно большие расстояния, чем дегазация. Помимо того, разгрузка выбросоопасных пластов и вмещающих пород происходит практически мгновенно, а газодинамическое состояние их изменяется медленно. Поэтому усиление эффекта защитного действия под- и надработки осуществляется путем искусственной дегазации скважинами, создающими дополнительные каналы для движения газа от выбросоопасного пласта к защитному или на днев-

ную поверхность. При наличии сетки скважин с параметрами, обеспечивающими взаимное их влияние, достигается достаточно равномерное снижение газового давления по всей площади пласта. Скважины бурятся до подхода защитного пласта, т.е. до начала интенсивного газовыделения из под- или надрабатываемого подзащитного пласта. В ряде случаев защитная отработка применяется для повышения эффективности локальных мероприятий.

Примечательно, что газонасыщенные породы после их дегазации приобретают более высокую прочность и в некоторых случаях становятся опасными по горным ударам. Тогда при их разработке требуется выполнение описанных выше условий соотношения очистных работ по защитному и защищаемым пластам и залежам.

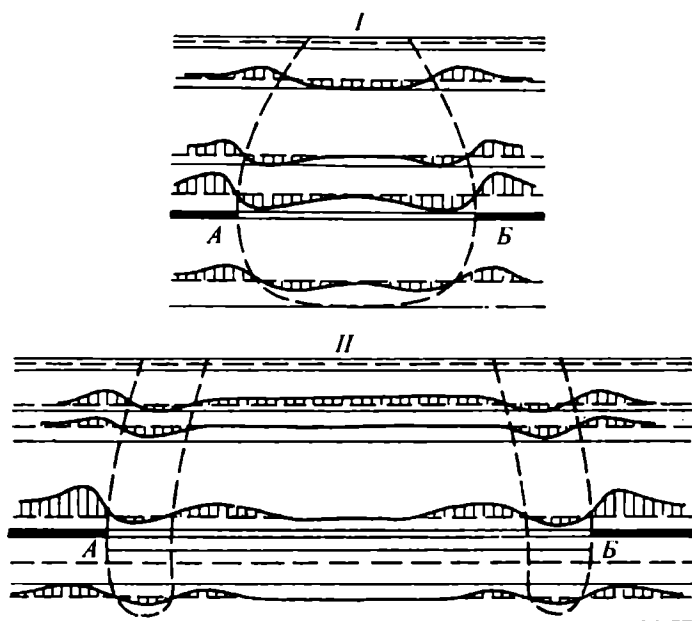


Рис. 6.31. Перемещение зон опорного давления и разгрузки по мере развития горных работ по простиранию (зоны разгрузки со стороны неподвижного идвигающегося забоев околонтурены штриховой линией):

I и II – положение забоя в различные моменты времени

6.5.4. Управление напряженным и газодинамическим состоянием массива

Свиты пластов в зависимости от местоположения защитного пласта могут разрабатываться в нисходящем, восходящем и смешанном порядках. В тех же случаях, когда опасными являются все пласты свиты, в качестве защитного следует выбирать наименее опасный и наиболее перспективный с точки зрения защитного действия пласт, отработка которого должна вестись как одиночного.

Планируя развитие горных работ по защитному и защищаемым пластам, устанавливают границы защитного действия пласта, разрабатываемого в первую очередь. Они зависят от мощности междупластья, ширины очистного пространства по защитному пласту и угла падения пород. На рис. 6.32 показана схема определения защищенных зон на разрезе вкрест простирания для условий подработки и надработки.

При слоевой разработке пластов или залежей, опасных по горным ударам или внезапным выбросам, первый отработываемый слой является защитным по отношению к остальным слоям.

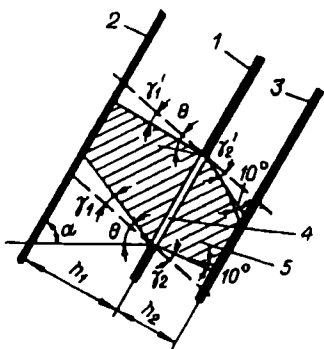


Рис. 6.32. Схема определения защищенных зон на разрезе вкрест простирания:

1 — защитный пласт; 2 и 3 — защищаемые подрабатываемый и надрабатываемый пласты соответственно; 4 — очистное пространство; 5 — защищенная зона

Ведение горных работ в пределах полностью защищенных зон исключает возможность проявления внезапных выбросов угля и газа. Однако в практике горного дела нередко встречаются случаи частичной защиты, когда для усиления защитного действия под- или надработки необходимо применять дополнительные мероприятия. Это связано с тем, что зона разгрузки распространяется в кровлю и почву пласта значительно дальше (в 2–2,5 раза), чем зона полной защиты. Количественная оценка степени защиты производится с помощью показателя защитного действия, определяемого из выражения

$$K = 1,67 - 0,67 \frac{M}{S_{1(2)}}, \quad (6.138)$$

где M – мощность междупластья, м; $S_{1(2)}$ – параметр дальности защищенной зоны, м.

При значении $K > 1$ обеспечивается полная защита и дополнительных мероприятий не требуется. При $K < 0,7$ дополнительные меры необходимы, при этом чем меньше значение K , тем более жестки должны быть дополнительные меры. При K , близком к 1, дополнительные меры иногда ограничиваются контролем эффективности защитного действия.

Характер распределения напряжений в толще пород во многом зависит от принятой системы разработки месторождения. Поэтому выбор системы является важным элементом управления напряженным состоянием массива. Основное требование к системам разработки в условиях, опасных по горным ударам или внезапным выбросам, состоит в том, чтобы в конструкции системы отсутствовали элементы с высокой концентрацией напряжений в них. Это значит, что следует выбирать системы разработки, которые не предусматривают оставление целиков и наличия выступающих участков пласта или залежи.

В удароопасных условиях, кроме того, предпочтительны системы, в которых не предусматривается проведение выработок в массиве полезного ископаемого впереди очистных работ либо объем таких выработок минимален. Этим требованиям в наибольшей степени удовлетворяют различные варианты сплошной системы разработки. При разработке мощных пластов или залежей следует, как правило, предусматривать слоевую отработку с выемкой защитного слоя также с применением сплошной системы. В выбросоопасных условиях, где наряду со снижением напряжений в краевых частях массива требуется также осуществлять дегазацию, при отсутствии защитных пластов рекомендуют применять столбовые системы разработки. При этом используют нарезные горные выработки для доразведки участка и проведения региональных профилактических мероприятий.

Для снижения ударо- и выбросоопасности существенное значение имеет способ управления кровлей. Выбором соответствующего способа управления кровлей можно достичь снижения концентрации напряжения в краевой части массива полезного ископаемого и обеспечивать возможно более плавное изменение напряжений в зоне опорного давления по мере продвижения очистного забоя. В условиях легкообрушающихся кровель таким способом является полное обрушение, а при труднообрушающихся кровлях – частичная или же полная закладка. При этом для выбросоопасных пластов рекомендуют полную гидравлическую закладку с очень малой усадкой закладочного материала. Значение оптимальных параметров управления кровлей велико в тех случаях, когда горные удары или внезапные выбросы являются следствием резких смещений налегающих пород. В тех же случаях, когда динамические проявления горного давления имеют место вследствие неоднородности механических свойств массива полезного ископаемого, одним лишь выбором способа управления кровлей и его параметров нельзя устранить опасность горных ударов или внезапных выбросов.

При разработке мощных пластов и залежей первый (верхний защитный) слой целесообразно отрабатывать на минимально возможную мощность, применяя локальные способы предупреждения горных ударов или внезапных выбросов. Остальные слои можно отрабатывать как неопасные и на большую мощность.

Линия очистного забоя в ударо- и выбросоопасных условиях должна поддерживаться по возможности максимально прямой. Поэтому при подэтажной разработке опережение подэтажей должно быть либо минимальным, либо, наоборот, настолько большим, чтобы зоны опорного давления смежных подэтажей в районе разделяющего их подэтажного штрека не накладывались друг на друга.

В случае, если в удароопасных условиях неизбежно применение столбовой системы разработки, подготовительные выработки следует проводить широким ходом с двухсторонней раскоской либо применять локальные мероприятия. Расстояние между бремсбергами необходимо принимать максимально

большим, а переход очистным забоем через эти передовые выработки должен осуществляться по особому проекту, предусматривающему комплекс локальных мероприятий.

Во всех случаях, когда это возможно, в ударо- и выбросоопасных условиях следует применять системы и технологию безлюдной выемки с дистанционным управлением добычными механизмами, машинами и комплексами. В таких случаях часть ограничений снимается, расширяются возможности более широкого применения различных систем разработки, в частности камерных и камерно-столбовых. В качестве перспективных механизмов для отбойки полезного ископаемого при малой и средней крепости последнего можно назвать канатные пилы, струги, узкозахватные комбайны. В условиях ударо- и выбросоопасных пластов весьма целесообразно применение гидравлического способа добычи. Следует, однако, подчеркнуть, что безлюдные способы добычи обеспечивают безопасность людей, но не устраняют возможности повреждения машин и механизмов, нарушения ритмичности технологического процесса и проведения опасных ремонтно-восстановительных работ после горных ударов и внезапных выбросов.

Эффективным способом управления давлением газа и интенсивностью газоотдачи является искусственная дегазация выбросоопасных угольных пластов через скважины, поскольку в дегазированном пласте при определенных условиях его дегазации давление газа и газоносность не восстанавливаются. Исследования, проведенные под руководством проф. А.Т. Айруни, показали, что при подработке и надработке угольных пластов в междупластовой толще протекают макродеформационные процессы (расслоение толщи на отдельные слои, деформации изгиба слоев и разрушения), которые и определяют фильтрационную газопроводящую характеристику породной толщи междупластья в целом.

На основе анализа данных динамики газового давления в подработанных угольных пластах, залегающих на различных расстояниях от разрабатываемого защитного пласта, установлена закономерность остаточного давления метана в подработанных и надработанных крутых и пологих угольных пластах в зависимости от расстояния их от разрабатываемого защитного пласта, мощности разрабатываемого защитного пласта и наличия дегаза-

ционных скважин. В качестве иллюстрации на рис. 6.33 приведены графики изменения величины остаточного давления метана в надрабатываемых угольных пластах без искусственной дегазации и при дегазации их скважинами в условиях, преимущественно не превышающих предельные радиусы защиты. При мощностях междупластья, превышающих предельные радиусы защиты, снижение природного давления метана в подзащитных пластах путем дегазационных скважин еще значительнее (рис. 6.34).

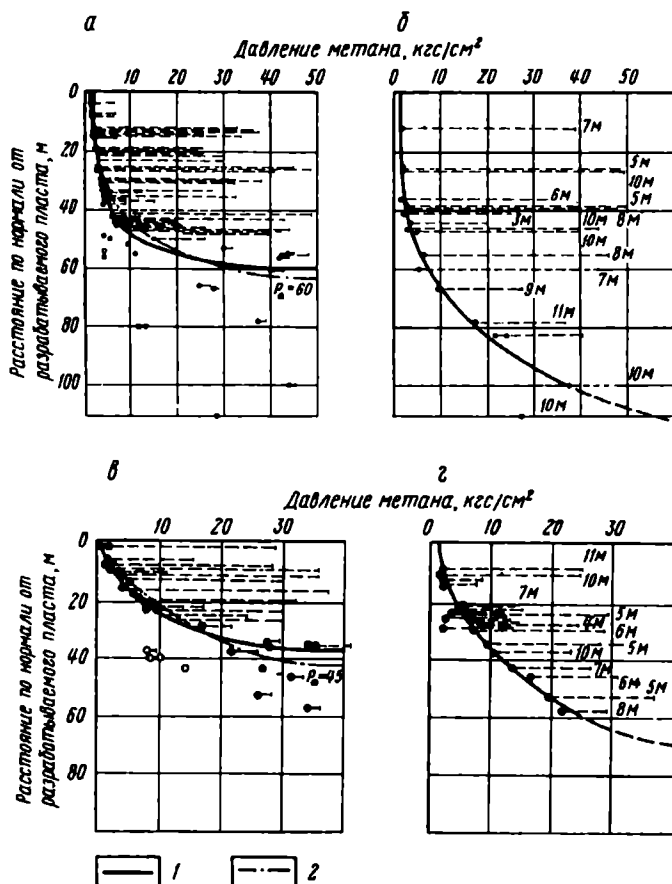


Рис. 6.33. Графики изменения величины остаточного давления метана в надрабатываемых крутых (*а*, *б*) и пологих (*в*, *г*) угольных пластах без дегазации их скважинами (*а*, *в*) и при дегазации (*б*, *г*):

1 и 2 – экспериментальная и расчетная кривые соответственно (по данным А.Т. Айруни)

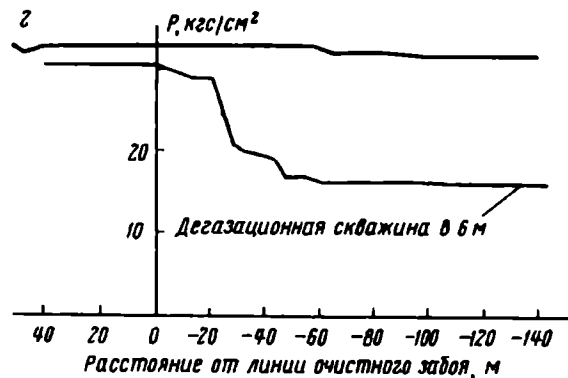
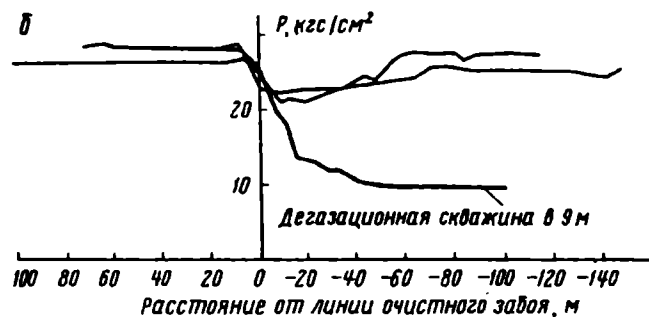
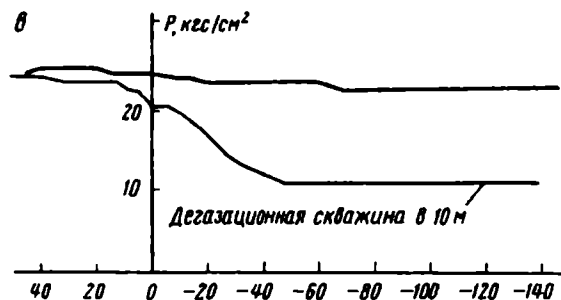
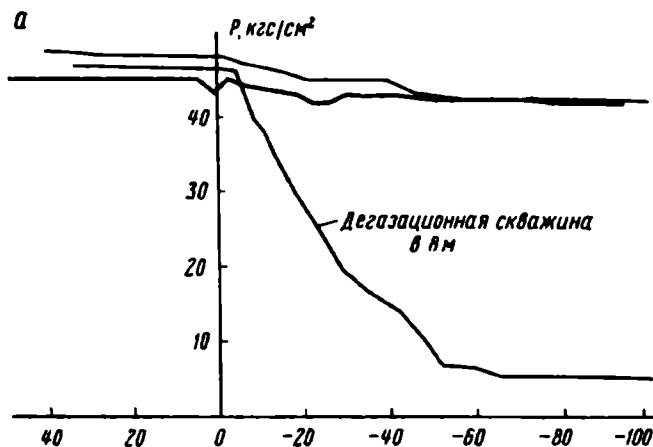


Рис. 6.34. Динамика давления метана в надрабатываемых угольных пластах, залегающих на расстояниях, превышающих радиус защитного действия, при искусственной дегазации и без нее (по данным А.Т. Айруни)

При больших мощностях междупластий без искусственной дегазации защищаемых пластов скважинами давление газа в пласте остается на уровне природного, тогда как при наличии дегазационной скважины оно снижается, как показал проф. А.Т. Айруни, в 3–5 раз.

Таким образом, правильный выбор условий бурения дегазационных скважин и их местоположения является эффективным средством управления газодинамическим состоянием выбросоопасных пластов. При выборе местоположения и глубины скважины следует руководствоваться расположением зон сдвижения, приведенным в подразделе 6.1.2. Наиболее рациональным является бурение скважин в зону локальных и слабо фильтрующих трещин. В этих зонах, вследствие разгрузки углепородного массива, метан из сорбированного состояния переходит в свободное, при этом из-за слабой проницаемости массива он не поступает в выработанное пространство, а скапливается в различных трещинах и полостях расслоения, образовавшихся в указанных зонах. Этот метан легко извлекается с помощью скважин, особенно если делать их искривленными, располагая горизонтальную часть в местах наибольшего скопления газа.

6.6. ИНСТРУКТИВНЫЕ И НОРМАТИВНЫЕ ДОКУМЕНТЫ, РЕГЛАМЕНТИРУЮЩИЕ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ, ОХРАНУ ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ И ПРИРОДНЫХ ОБЪЕКТОВ ОТ ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТОК

Наблюдения за деформационными процессами в толще горных пород, на земной поверхности и расположенными на ней объектами производятся в соответствии с действующими инструктивными документами, которые укрупненно можно разделить на четыре группы. К первой группе следует отнести документы, регламентирующие порядок и методы наблюдений за

сдвижением горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями при добыче полезных ископаемых подземным способом. К ним относятся «Инструкция по наблюдениям за сдвигами горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях» (М., Недра, 1989), «Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений» (М., Недра, 1988), «Инструкция по наблюдению за сдвижением земной поверхности и подрабатываемыми зданиями и сооружениями при разработке калийных месторождений» (Л., ВНИИГ, 1984) и другие нормативные документы, составленные институтами горного профиля. В них содержатся требования к составлению проектов наблюдательных станций и проведению наблюдений на них, к точности измерений, к обработке и оформлению результатов наблюдений. Согласно этим документам наблюдения на земной поверхности должны состоять из определения смещения реперов во времени и в пространстве, а также в фиксации всех явлений, сопутствующих сдвигению (появление трещин в грунте и сооружениях, их размеры и распространение, появление провалов и воронок, положение очистных забоев, система разработки, управление кровлей, полнота выемки полезного ископаемого, характер трещиноватости горного массива, крепость пород).

Перемещение реперов в вертикальной плоскости определяют с помощью геометрического, а в гористой местности – тригонометрического нивелирования от постоянных, неподвижных реперов. Сдвигение реперов в горизонтальной плоскости чаще всего определяют измерением расстояний между неподвижными и смещающимися реперами вдоль профильных линий и поперечных отклонений от створа профильной линии.

Начальные (первичные) измерения на наблюдательной станции производят не ранее чем через 7 дней после закладки бетонных и 3 дня забивных реперов и обязательно до подработки ее горными работами не менее двух раз. В этих наблюдениях определяют: координаты x , y , z всех опорных реперов станции;

координату z всех реперов профильных линий; горизонтальные расстояния между реперами всех профильных линий; ординату (отклонение) каждого промежуточного репера станции от профильной линии, закрепленной опорными реперами. Кроме того, отмечают состояние горных работ на дату наблюдений и производят тщательный осмотр земной поверхности и имеющихся зданий. В журнале фиксируют все нарушения, которые замечены на поверхности и в зданиях, независимо от того, связаны ли они с воздействием горных работ или нет.

Для горизонтальной съемки пунктов наблюдательной станции вблизи от нее вставляют триангуляционный пункт или прокладывают теодолитный замкнутый ход с относительной линейной невязкой не более 1:2000. От пунктов теодолитного хода снимают опорные реперы каждой профильной линии, измеряют расстояние между каждой смежной парой реперов и ординаты последних.

Координату z опорных реперов определяют геометрическим нивелированием третьего класса. За исходный должен быть принят репер нивелирного хода не ниже третьего класса.

Нивелирование рабочих реперов производят замкнутыми ходами. Невязка в замкнутом ходе не должна превышать величины $\pm 15\sqrt{L}$, мм, где L – длина хода в километрах. Допустимое отклонение в определении превышения на станции не должно быть более ± 3 мм. Расстояния между рабочими реперами измеряют компарированными стальными рулетками с постоянным натяжением по штативам (на весу) или по почве.

Скрытые центры реперов выносят с помощью лотаппаратов, жестких или шнуровых отвесов. Отсчеты по рулетке берут с точностью до 1 мм не менее трех раз. Разница в промере интервала не должна превышать 1–2 мм. При измерении учитывают температуру с точностью ± 2 °С. Длину измеряют в прямом и обратном направлениях. Расхождение горизонтальных расстояний между крайними реперами профильных линий из прямого и обратного ходов не должно превышать 1:10 000 длины профильной линии. Ординаты измеряют одновременно с измерением расстояний при помощи теодолита и ординатометра.

Сроки последующих наблюдений устанавливают в зависимости от решаемых задач. Если необходимо получить только конечные величины параметров сдвижения и характер распределения в мульде сдвижения, достаточно провести, кроме начального, еще два наблюдения. При этом второе наблюдение необходимо приурочивать к моменту окончания периода опасных деформаций, а последнее – ко времени прекращения процесса сдвижения. Данные о периоде опасных деформаций и общей продолжительности процесса сдвижения в зависимости от глубины разработок приведены в подразделе 6.1.4.

Если необходимо получить данные о развитии процесса сдвижения, то кроме начальной и конечной серий наблюдений дополнительно проводят не менее четырех наблюдений.

Интервалы времени между указанными четырьмя сериями наблюдений, сут, ориентировочно принимают

$$t = \frac{H_n}{3C},$$

где H_n – глубина разработки у нижней границы очистной выработки, м; C – скорость подвигания забоя, м/сут.

Календарный план инструментальных измерений на специальных наблюдательных станциях составляют в каждом конкретном случае применительно к решаемым задачам, условиям подработки изучаемого объекта и в зависимости от величин ожидаемых деформаций.

Одновременно с инструментальными наблюдениями на станциях на дату каждого наблюдения пополняют планы горных выработок. На план наносят все выработки, которые могут оказать влияние на реперы наблюдательной станции, показывают угол падения пласта и вынимаемую мощность по месяцам, составляемые целики, расположение старых выработок, приводят данные о закладке (если последнюю применяют).

При многолетних наблюдениях на план поверхности наносят новые объекты, появившиеся на участке наблюдательной станции.

Вторую группу составляют документы, в которых рассматриваются вопросы наблюдений за сдвижением горных пород при отработке месторождений открытым способом. К ним относятся «Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости» (Л., ВНИМИ, 1971), «Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости» (Л., ВНИМИ, 1987) и другие аналогичные документы, основным назначением которых является обеспечение устойчивости бортов, откосов уступов и отвалов при разработке месторождений открытым способом. Охрана сооружений на поверхности имеет в этих документах подчиненное значение. В соответствии с основным назначением указанных документов подобраны методы наблюдений и сформулированы требования к ним.

К третьей группе относятся документы, регламентирующие применение методов измерений деформаций оснований зданий и сооружений. К ним относятся, в частности, ГОСТ 24846-81. Грунты. Методы измерения деформаций оснований зданий и сооружений (Издательство стандартов, 1981), Руководство по геодезическим методам измерения горизонтальных смещений в основаниях сооружений (составленное Научно-исследовательским институтом оснований и подземных сооружений), Руководство по наблюдениям за осадками фундаментов и деформациями крупнопанельных зданий массового строительства (составленное институтами бывшего Госстроя СССР), Руководство по наблюдениям за деформациями фундаментов зданий и сооружений (составленное НИИОСПом и Фундамент-проектом) и другие аналогичные документы. В этих документах рассматриваются вопросы измерений деформаций зданий и сооружений, вызванных строительными осадками и сдвигами фундаментов, не связанными с влиянием горных работ.

В четвертую группу входят документы, содержащие требования к организации и проведению наблюдений, обусловленных появлением новых проблем, для решения которых традиционные методы наблюдений имеют ограниченное применение. К

ним относятся, в частности, оценка и контроль влияния добычи нефти и газа, эксплуатация глубоких подземных горизонтов питьевых и минеральных вод, когда сдвигения земной поверхности распространяются на десятки, а иногда и сотни квадратных километров. Особая проблема возникла в последние полтора – два десятилетия в связи с интенсивным освоением подземного пространства крупных городов. Строительство многоэтажных подземных гаражей, транспортных тоннелей диаметром 14 м и других аналогичных объектов ведет к перераспределению напряжений в грунтовом массиве и в определенных условиях – к потере его устойчивости, что особенно опасно в жилых массивах с плотной застройкой высотными зданиями и с густой сетью различных коммуникаций, что весьма характерно для современной Москвы. Для предотвращения аварийных ситуаций в этих условиях разработана и утверждена Госгортехнадзором России «Инструкция по наблюдениям за сдвигениями земной поверхности и расположенными на ней объектами при строительстве в Москве подземных сооружений» РД-07-166-97 (М.: Изд-во ИПКОН РАН, 1997). В Инструкции учтены особенности влияния горных работ по строительству подземных сооружений на объекты поверхности, в том числе высокая скорость развития деформаций, исчисляемая иногда часами, наличие в зоне влияния подземных сооружений уникальных объектов, которые при добыче полезных ископаемых охраняются целиками, создание подземными сооружениями барражного эффекта, ведущего к повышению уровня подземных вод, что существенно сказывается на геомеханическом состоянии грунтового массива, взаимное влияние подземных сооружений и высотных зданий, создающих существенную дополнительную нагрузку на крепь выработок.

Инструкцией предусмотрено организацию и проведение наблюдений осуществлять в несколько этапов. Вначале составляется прогноз ожидаемых сдвижений и оцениваются возможные последствия строительства подземных сооружений. Затем составляется проект наблюдательной станции, в котором излагаются цели и задачи измерений, намечается размещение стенных и грунтовых реперов, разрабатывается календарный план измерений, выбираются приборы и методы измерений в зависимости

от прогноза ожидаемых сдвижений, экономической целесообразности и имеющихся в наличии материалов и инструментов. После этого производится вынос проекта наблюдательной станции в натуру. Непосредственные измерения и обработка их результатов выполняется в соответствии с проектом и с учетом характера и скорости развития деформационных процессов. При необходимости изменения частоты и методики измерений, расположения реперов и других элементов проекта подготавливается соответствующее обоснование. По результатам наблюдений составляются оперативные и итоговые отчеты, которые передаются заказчику.

Меры охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок регламентируются Правилами, Указаниями и другими нормативными документами, составляемыми различными ведомствами и согласовываемыми с Госгортехнадзором России (или утверждаемыми им). Наиболее обоснованы и апробированы «Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» [53]. По нормам этих Правил успешно подработаны сотни тысяч различных объектов поверхности и извлечены под ними многие миллионы тонн угля. Основные принципы, структура и критерии, приведенные в упомянутых Правилах, использованы при составлении нормативных документов для других отраслей горно-добывающей промышленности.

Указанные Правила базируются на инженерных методах расчета, разработанных на основании установленных общих закономерностях развития геомеханических процессов при добыче полезных ископаемых, что выгодно отличает их от применявшихся ранее правил для отдельных бассейнов, в основу которых были положены частные эмпирические зависимости. Решение технических вопросов производится по действующим Правилам путем сравнения расчетных величин деформаций с их допустимыми и предельными значениями для рассматриваемых объектов.

Допустимыми деформациями (показателями деформаций) земной поверхности (основания сооружений) считаются дефор-

мации, которые могут вызвать такие повреждения в сооружениях, при которых для дальнейшей их эксплуатации по прямому назначению достаточно проведения текущих ремонтных и наладочных работ.

Предельными деформациями (показателями деформаций) земной поверхности (основания сооружений) считаются такие, превышение которых вызывает аварийное состояние сооружений с угрозой опасности для жизни людей. Значения допустимых и предельных деформации (показателей деформации) для различных объектов приведены в соответствующих разделах Правил.

В тех случаях, когда расчетные деформации превышают их допустимые значения, рекомендуется применение горных, конструктивных или комплексных мер охраны (защиты).

Под горными мерами охраны подрабатываемых сооружений и природных объектов понимаются специальные способы и последовательность ведения горных работ и управление горным давлением в одиночных пластах и свите пластов, обеспечивающие уменьшение деформаций земной поверхности в основании подрабатываемых объектов.

Конструктивные меры защиты осуществляются путем проведения строительно-монтажных работ до, во время или после подработки непосредственно на объекте охраны (сооружении) или его грунтовым основанием и предназначены для снижения деформации объекта от влияния подработки.

Комплексные меры применяются в тех случаях, когда только горных или конструктивных мер недостаточно. Горные меры разрабатываются специалистами горного профиля, а конструктивные – строительного профиля.

Правилами допускается производить выемку угля под всеми сооружениями с конструктивными мерами охраны, выполненными перед подработкой, если горно-геологические условия, принятые при проектировании мер охраны, не изменились, приведенные в них деформации земной поверхности больше или равны ожидаемым, а реализованные меры защиты объектов соответствуют принятым в горно-геологическом обосновании.

При этом руководство горным предприятием не менее чем за 6 месяцев до начала очистных работ в районе влияния на охраняемый объект обязано известить об этом организацию, ответственную за сохранность и эксплуатацию объекта, а также местные органы комитетов охраны природы и земельных ресурсов. К уведомлению должен прилагаться акт, подтверждающий соответствие фактических горно-геологических условий принятым при проектировании.

Подрабатываемые здания, сооружения и другие объекты до начала и после окончания влияния на них горных работ, а при необходимости и в процессе подработки обследуются комиссией в составе представителей шахты, подрабатывающей охраняемый объект и организации, эксплуатирующей его. В комиссию могут быть включены представители проектных организаций, разработавших проект мер охраны и проект сооружения в целом, а также организаций, ведущих ремонт и внедрение мер защиты. Комиссией перед подработкой составляется акт, в котором устанавливаются конструктивные особенности сооружения, отступления от проектов строительства и выполнения мер защиты; имеющиеся деформации и повреждения несущих и ограждающих конструкций; определяется износ и состояние сооружения.

В последующих актах указываются в основном деформации сооружения от подработки и степень их влияния на его эксплуатационную способность, а при необходимости вносятся предложения по корректировке мер охраны объекта.

Особое внимание в Правилах уделяется определению безопасной глубины разработки под водными объектами, под которой понимается минимальная глубина, при которой зона водопротягивающих трещин, образующаяся над выработанным пространством, не достигает нижней границы водного объекта. Ведение горных работ ниже горизонта безопасной глубины не вызывает прорывов воды в горные выработки из подрабатываемых водных объектов.

Безопасная глубина разработки под всеми водными объектами, кроме обводненных пород, залегающих согласно с

разрабатываемыми пластами, отсчитывается от нижней границы водного объекта по вертикали. Безопасная глубина разработки под обводненными породами, залегающими согласно с разрабатываемыми пластами, отсчитывается от почвы соответственных водоносных горизонтов по нормали к напластованию.

Возможность выемки угля ниже горизонта безопасной глубины под водными объектами с лимитированным объемом воды, имеющими важное хозяйственное значение, определяется с учетом возможных потерь воды из объекта. Прогноз потерь воды из объекта выполняется по рекомендациям, приведенным в Приложении к Правилам.

По условиям безопасного ведения горных работ водные объекты разделяются на три основные группы.

К I и II группам относятся водные объекты, расположенные в (на) массивах горных пород, в которых отсутствуют геологические нарушения, сместители или осевые поверхности синклинальных складок, пересекающие водный объект или проходящие от контура объекта на расстоянии, большем, чем безопасная глубина разработки.

К I группе относятся водные объекты (водоемы, водотоки и обводненные породы), подстилаемые глинами (суглинками), а мощность глин (суглинков) Γ_k не менее глубины водотока, водоема или напора воды над почвой водоносного горизонта и удовлетворяет следующим условиям:

$\Gamma_k > 2m_1$ – при разработке одиночных пластов,

$\Gamma_k > 1,5 \sum_{i=1}^3 m_i$, но не менее $2m$ – при разработке свит пластов,

где m_1 , m_2 , m_3 – вынимаемые мощности первого, второго и третьего наиболее влияющих пластов (пластов, у которых отношения вынимаемых мощностей к средней глубине разработки имеют максимальные значения).

Ведение горных работ под водными объектами I группы вне зон опасного влияния водного объекта не может привести к прорывам водоупоров с выносом прорывоопасных пород.

Ко II группе относятся водные объекты, не удовлетворяющие изложенным выше условиям. Подработка водного объекта II группы за пределами зоны опасного влияния является безопасной с точки зрения предотвращения прорывов воды, однако не исключает увеличение водопритока.

Под зоной опасного влияния водного объекта в угольном пласте понимается участок угольного пласта, в пределах которого выемка угля может повлечь за собой недопустимое увеличение притока воды в горные выработки, а в отдельных случаях – прорывы воды и затопление выработок.

К III группе относятся водные объекты, которые пересекаются на подрабатываемых участках геологическими нарушениями, или нарушения проходят от водного объекта на расстояниях, меньших безопасной глубины разработки.

Ведение горных работ под водными объектами III группы допускается при технико-экономическом обосновании по заключению специализированной организации.

В Правилах приведены формулы и таблицы для определения безопасных глубин разработки под различными группами водных объектов.

Нормативным документом допускается отдельные параметры процесса сдвижения по мере накопления данных наблюдений в бассейне (на месторождении) принимать отличающимися от приведенных в настоящих Правилах по заключению специализированной организации после согласования с органами Госгортехнадзора России.

ГЕОМЕХАНИКА КОМБИНИРОВАННОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ (КОМБИНИРОВАННОЙ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ)

Все должно быть изложено так просто,
как только возможно,
но не проще.
Альберт Эйнштейн

7.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О КОМБИНИРОВАННОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В отечественной и зарубежной практике разработки месторождений полезных ископаемых все большее применение находит комбинированная разработка, предусматривающая ведение на одном месторождении открытых и подземных горных работ. При этом обеспечивается более полное извлечение запасов минерального сырья и улучшение технико-экономических показателей его добычи.

Б.П. Боголюбов и Б.П. Юматов в 60-х годах прошлого века разделили месторождения, разрабатываемые комбинированным способом, на 3 группы:

- вначале отрабатываются открытым, а затем подземным способом (Бакальское, Дегтярское, Чулактау);
- вначале отрабатываются подземным, а затем открытым способом (Шелеинское, Блявинское, Угольный ручей – Норильск-1, Юнайтед Верде – США и др.);

- разрабатываются одновременно открытым и подземным способами (Высокогорское, Алтын-Топканское, Медвежий ручей – Норильск-1, Эрцберг – Австрия и др.).

Анализ практики применения комбинированной технологии по 110 зарубежным рудникам, проведенный Институтом проблем комплексного освоения недр РАН, показал [28], что наибольшее число рудников, осуществляющих комбинированную отработку запасов, приходится на предприятия по разработке руд цветных металлов и алмазов – 60 %; около 16 % предприятий ведут добычу железных руд; более 10 % рудников разрабатывают месторождения нерудного сырья (известняк, строительный камень, асбест, магнезит); 7,4 % предприятий добывают урановые руды. При этом 60–65 % рудников осуществляют добычу подкарьерных запасов, находящихся ниже отметки дна карьера, и 15–18 % предприятий разрабатывают прибортовые запасы. Около 25 % рудников осуществляют добычу удаленных от карьера отдельно залегающих залежей или участков месторождений по независимым от карьера технологическим схемам. Наибольшее распространение получила последовательная открыто-подземная выемка запасов.

Современная горная наука [13] определяет комбинированную технологию как освоение запасов месторождения различными способами при единой схеме вскрытия и подготовки и следующим образом классифицирует способы комбинированной разработки месторождений.

По характеру совмещения способов выделяют: последовательная разработка, параллельная разработка, последовательно-параллельная разработка.

По последовательности осуществления выделяют следующие способы: открыто-подземный, подземно-открытый, открытый физико-химический, подземный физико-химический, открыто – подземный физико-химический.

По совмещению работ в пространстве выделяют: совмещение в вертикальной плоскости, совмещение в горизонтальной плоскости, совмещение в вертикальной и горизонтальной плоскостях.

По направлению движения фронта горных работ выделяют: встречное движение, расходящееся движение, догоняющее движение.

По состоянию массива горных пород выделяют: устойчивое состояние, обрушение, частичное обрушение.

В соответствии с Инструкцией по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых, утвержденной постановлением Госгортехнадзора России 30.12.1997 г. № 57 [21] при комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых горные работы должны осуществляться по специальному проекту, который наряду с общепринятыми техническими решениями должен содержать:

- анализ особенностей горно-геологических, гидрогеологических и технологических условий комбинированной разработки месторождения;
- обоснование производственной (технической) возможности и технико-экономической целесообразности комбинированной разработки месторождения;
- параметры карьерного и шахтного полей с запасами руды, намечаемые к отработке открытым и подземным способами;
- границы зон влияния подземных разработок (опасных сдвижений, обрушения, воронкообразования);
- мероприятия по безопасному ведению горных работ, функции и ответственность инженерно-технических служб рудника.

При проектировании, строительстве и эксплуатации горнодобывающих предприятий с комбинированной (совмещенной) разработкой месторождений должны учитываться следующие основные факторы, представляющие опасность при ведении горных работ:

- изменение механических свойств массива горных пород при эксплуатации месторождения, процессы сдвижения и деформации горных пород в зоне влияния подземной разработки с образованием зон сдвижения земной поверхности, трещин, воронок и провалов;

- склонность массива горных пород к горным ударам;
- нарушенность массива горных пород подземными выработками, наличие пустот отработанных камер и блоков в контуре карьера;
- неблагоприятное воздействие массовых взрывов в карьере и подземном руднике (сейсмическое воздействие на перераспределение напряжений в массиве горных пород, возможности загазованности горных выработок ядовитыми продуктами массовых взрывов, выброс горной массы в карьер при ведении подземных массовых взрывов и т.д.);
- наличие аэродинамических связей между открытыми и подземными горными работами при комбинированной разработке месторождения;
- возникновение пожаров при совмещенной разработке месторождений полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию;
- внезапные прорывы воды в горные выработки карьеров и шахт.

7.2. ОПЫТ ИЗУЧЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОМ СПОСОБЕ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Комбинированная разработка месторождений приводит [27] к формированию сложной геомеханической системы, характерной особенностью которой является многократное воздействие нагрузок на одни и те же участки массива горных пород при одновременном или последовательном ведении открытых и подземных работ.

Геомеханические процессы при комбинированном способе разработки определяются совокупностью природных условий и технологических факторов, приведенных в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Условия, факторы	Вид	Характеристика
Условия	Строение, состав и свойства горных пород, элементы их залегания Тектоника района Обводненность и газоносность массива Склонность массива пород к геологическим и газодинамическим явлениям Рельеф местности Расположение и состояние природных объектов Наличие и местоположение старых горных работ Характер и степень застроенности территории	Условия, заданные природой или предшествующей деятельностью человека, изменить которые не представляется возможным
Технологические факторы	Системы разработки: - сплошные, - столбовые, - камерные, - комбинированные Размеры целиков и очистных выработок Скорость подвигания очистных забоев Способ управления горным давлением: - обрушение кровли, - закладка выработанного пространства, - плавное опускание кровли Порядок ведения горных работ: - восходящий, - нисходящий, - комбинированный Взаимное положение выработок относительно друг друга и охраняемых объектов: - разнесение границ выработок, - совмещение границ выработок, - сохранение плоского дна в мульде сдвижения	Факторы, определенные проектом горного предприятия и действующие в период эксплуатации месторождения

Эта классификация была составлена на основе результатов почти пятидесятилетнего опыта изучения особенностей геомеханических процессов при комбинированной разработке месторождений, находящихся в различных горно-геологических условиях.

С.Г. Авершиным была сделана попытка рассчитать положение поверхности скольжения в подработанном откосе, где полагаются известными угол внутреннего трения и сцепление пород, хотя определение этих характеристик в подработанном массиве довольно проблематично. Исходя из того, что наиболее опасная поверхность скольжения пройдет через точку, расположенную на пересечении поверхности откоса и линии наибольших прогибов, автор описывает построение этой поверхности скольжения и производит подсчет сдвигающих и удерживающих сил по общепринятой методике. Значение коэффициента запаса устойчивости от 1,5 до 2, по мнению С.Г. Авершина, «по-видимому, является показателем достаточной устойчивости откоса, имея в виду, что к этому добавляются еще и силы сцепления».

В 1958 г. на основе исследовательских работ, проведенных С.П. Колбенковым и Н.И. Митичкиной, были составлены «Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок и выемки угольных пластов под руслами рек и склонами гор на Ткварчельском месторождении». Авторы указывают, что выемка угля под склонами гор вызывает деформирование коренных пород и наносов, нарушает естественную структуру массива и снижает его устойчивость. В качестве поверхности скольжения принят контакт наносов с коренными породами. По мнению авторов, выемка угля под склонами гор может вестись на тех участках, где коэффициент запаса устойчивости больше 3. По мнению Г.Л. Фисенко, при выемке угольных пластов под склонами характер сдвижения подработанных горных пород может быть качественно иным, чем при горизонтальной или весьма пологой земной поверхности. Особенности сдвижения горных пород при подработке склонов оказывают существенное влияние на прояв-

400

ление горного давления (особенно при оставлении целиков в выработанном пространстве). Г.Л. Фисенко предложил три возможные схемы сдвижения горных пород при разработке пологих и горизонтально залегающих пластов угля под склонами. Эти схемы позднее были использованы в «Правилах обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах», разработанных ВНИМИ [52].

Г.Л. Фисенко приводит информацию о подработке склона в Ахалцихе (Грузия). При выемке пологого пласта мощностью около 1,4 м в средней части склона верхняя его часть пришла в движение, вследствие чего на глубине примерно 80 м был срезан на 40 см шахтный ствол, расположенный по склону выше участка горных разработок. В то же время нижняя часть склона не имела визуально наблюдаемых смещений.

С.Л. Иофиним приведены данные маркшейдерской съемки бортов карьеров рудоуправления им. Фрунзе (Кривбасс), проведенной в 1939 и 1949 гг. К моменту первой съемки карьер был уже отработан и под ним начались подземные работы, которые продолжались до 1949 г. Как указывает автор, материалов по устойчивости бортов карьеров до начала подземных работ не имеется. Выполаживание бортов за 10-летний период (табл. 7.2) происходило в результате сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок, а также под воздействием выветривания.

Таблица 7.2

№ разреза	Полная глубина карьера, м	Угол наклона борта со стороны висячего бока, градус		Угол наклона борта со стороны лежащего бока, градус	
		в 1939 г.	в 1949 г.	в 1939 г.	в 1949 г.
19	42	65	55	64	59
25	50	56	51	65	65
27	43	54	40	64	64
29	43	65	40	60	52
38	40	55	33	60	43
35	45	44	30	62	46

Н.Н. Куваев отмечает, что все залежи Кривбасса по характеру деформации поверхности при их отработке и влиянию на устойчивость бортов карьеров можно разделить на три типа, разработка которых:

- не вызывает деформации бортов карьера вблизи или в пределах его контура, а следовательно, не оказывает влияния на их устойчивость;
- может вызвать образование в уступах и бортах воронок и провалов под крутыми углами обрушения и тем самым намного усложнить ведение горных работ. Разработка залежей второго типа не оказывает влияния на общую устойчивость бортов карьеров;
- вызывает значительные по площади обрушения земной поверхности в районе карьерного поля, что существенно ухудшает условия устойчивости откосов.

Н.Н. Куваев приходит к выводу, что обрушение пород под влиянием подземных разработок ведет к нарушению сплошности массива и резкому уменьшению (потере) сцепления по поверхности ослабления, в результате чего углы наклона бортов на этих участках становятся более пологими.

ВНИМИ определил мощность зон нарушенных пород после окончания процесса сдвижения над отработанными угольными пластами полого-наклонного залегания для условий Челябинского угольного бассейна (табл. 7.3).

Таблица 7.3

Наименование зон	Мощность зоны, м	Кратность уменьшения размеров блоков отдельности	Кратность увеличения ширины раскрытия трещин	Плотность подработанных горных пород, т/м ³
Зона беспорядочного обрушения	1	—	—	1,9
Зона разрушения	4	3–4	7	2,0
Зона трещин	14	1,5–2	1,5–3,5	2,1
Зона плавного прогиба	> 14	—	—	2,3

Примечание. В прочных крупноблочных породах зона беспорядочного обрушения отсутствует. Плотность неподработанного массива горных пород – 2,4 – 2,5 т/м³.

В.Г. Сапожников, В.И. Пушкарев и др. изучали зависимость величины сцепления пород в массиве от кратности подработки на Коркинском буроугольном месторождении. Отмечено, что при кратности подработки 2–10, 10–18, 18–25 и 25 величина сцепления уменьшается соответственно в 5, 3, 2 и 1,5 раза. Снижение прочности массива горных пород происходит в результате ослабления связей между блоками пород, слагающих массив. Коэффициент структурного ослабления λ (по Г.Л. Фисенко) изменяется от 0,056 до 0,121 для аргиллитов и от 0,068 до 0,148 для алевролитов. Наименьшее значение коэффициента структурного ослабления, равное 0,12, характеризует массив, удаленный от контура выработанного пространства на 15–25 м, а наибольшее (равное 0,20–0,25) отмечено в 40–50 м от выработанного пространства.

Ю.В. Демидов доказал наличие взаимосвязи между напряженным состоянием массива горных пород в зоне, примыкающей к карьеру и подземным выработкам, и конфигурацией фронтов горных работ на обоих объектах. При этом влияние параметров фронта очистных работ при разработке прикарьерных запасов на характер проявления горного давления изучено еще недостаточно.

Интересен опыт комбинированной отработки месторождений Норильск-1. На подземных рудниках применяется система принудительного блокового обрушения. Наблюдения за характером сдвижения велись на карьерах и подземных рудниках в течение длительного времени, что позволило установить ряд закономерностей процесса:

- максимальное оседание земной поверхности составляет 7–12 м, т. е. от $1/3$ до $1/2$ выемочной мощности;
- образование трещин на земной поверхности происходит постепенно, ширина их достигает 1–2 м;
- первоначальное самообрушение пород кровли на высоту до 30–35 м происходит крупными блоками (размерами от 10 м и выше), затем обрушение распространяется на высоту до 100 м. Коэффициент разрыхления пород составляет при этом 1,05–1,10;

- структура массива на участках карьеров, расположенных в зоне сдвижения, отличается от структуры пород вне зоны сдвижения лишь несколько повышенной интенсивностью трещиноватости.

На основе проведенных наблюдений после окончания процесса сдвижения в массиве горных пород, исходя из условий его последующей устойчивости, можно выделить две зоны (снизу вверх):

- сплошного разрушения массива высотой до 110 м, включающую выработанное пространство высотой 19–20 м, заполненное обрушившейся породой (рис. 7.1);

- плавного прогиба (от верхней границы нижней зоны до земной поверхности) с несколько повышенной интенсивностью трещиноватости горных пород высотой 80–90 м.

Следует указать, что резкой границы между этими зонами не существует. Породы в нижней части зоны плавного прогиба расслаиваются и прилегают к породам нижней зоны без образования значительных пустот. Для расчета устойчивости бортов карьеров на этих участках можно принять, что прочностные показатели пород в верхней зоне близки к аналогичным показателям пород вне зоны сдвижения. Погрешность в определении высоты

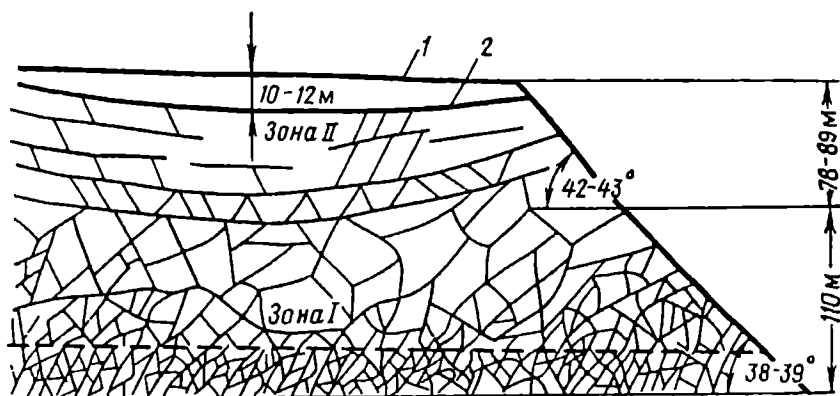


Рис. 7.1. Массив горных пород над выработанным пространством после окончания процесса сдвижения:

1 – положение земной поверхности до начала процесса сдвижения; 2 – то же после окончания процесса сдвижения

этой зоны и снижение прочности за счет более интенсивной трещиноватости должны быть компенсированы повышенным коэффициентом запаса устойчивости. Устойчивость пород нижней зоны будет в большей степени определяться углом внутреннего трения пород в массиве φ'' и в меньшей степени – сцеплением C'' . Эти характеристики могут быть приняты по аналогии с характеристиками пород в отвалах. Следовательно, устойчивый контур борта карьера при комбинированной системе разработки будет иметь вогнутую форму: пологую в нижней части и более крутую – в верхней.

Уникальную геомеханическую проблему приходится решать при комбинированной отработке алмазосодержащих месторождений Якутии.

Схема сдвижения породного массива при открыто-подземной разработке этих месторождений (рис. 7.2) составлена на основе результатов, полученных М.А. Иофисом и И.А. Мальцевой [25], и является дополнением к схеме, приведенной в подразд. 6.1.2.

На этой схеме показано, что породы, прилегающие к бортам карьера в зонах 16 и 17, под влиянием подземной горной выработки изгибаются подобно консольным плитам, при этом зона 16 представляет собой оползневую призму, поскольку на нее оказывают влияние как подземные, так и открытые горные работы. Линия, разделяющая зоны 16 и 17, называется поверхностью скольжения.

Как отмечено в работе [28], на характер геомеханических процессов в подработанном массиве горных пород при комбинированной разработке месторождения оказывают влияние такие факторы и условия, как размеры камер и целиков, их ориентация относительно подрабатываемых бортов, порядок отработки приконтурных запасов, пространственные параметры карьеров и подземных выработок, природное поле напряжений, изменение состояния подработанного массива (осушение, обводненность, криогенные условия, изменение температуры), применяемые системы разработки на подземном руднике и структурные особенности массива горных пород. Наиболее яркими формами проявлений горного давления, как показывают многолет-

406

7.3. ВЛИЯНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОМБИНИРОВАННЫМ СПОСОБОМ

Можно считать установленным, что выбор эффективных и безопасных технологических схем отработки месторождения комбинированным способом должен основываться на оценке геомеханического состояния массива горных пород и прогнозе возможных изменений этого состояния в последующем.

Для подземных горных работ Инструкцией [21] предписывается необходимость решения следующих геомеханических задач:

- изучение особенностей сдвижения и деформации пород и земной поверхности и прогнозирования области влияния горных выработок;
- определение размеров предохранительного целика (естественного или искусственного) между карьером и подземными горными работами;
- определение толщины потолочины над отдельными участками (камерами) выработанного пространства;
- расчет параметров опорных целиков;
- определение допустимой площади обнажения кровли очистного пространства;
- расчет необходимой прочности закладки при отработке запасов в борту карьера для обеспечения его устойчивости;
- обеспечение полноты заполнения выработанного пространства закладкой и др.;
- регулярная оценка геомеханического состояния массива горных пород и прогноз его изменения;
- контроль за развитием деформационных процессов и управление ими за счет регулирования параметров систем разработки, порядка и организации ведения горных работ и искусственного укрепления неустойчивых участков массива горных пород.

Предложенные ИПКОН РАН технологические схемы позволяют [27] отрабатывать запасы в любых горно-геологических условиях и обеспечивают высокую полноту освоения недр:

- для выемки запасов в районе нижней бровки борта карьера и его дна камерами, открытыми в сторону карьера, бурятся скважины или из подземных выработок, или из открытого пространства карьера. Для управления состоянием подрабатываемого массива в нем оставляют опорные рудные или породные целики, ширина которых рассчитывается исходя из условия обеспечения устойчивости бортов на период отработки запасов. После отработки запасов опорные целики погашаются (рис. 7.3, а);

- для обеспечения устойчивости подрабатываемого борта на границе с вмещающими породами создается искусственный целик путем отработки запасов камерами, открытыми в карьер, в сплошном порядке. При этом выработанное пространство камер заполняется твердеющей закладкой. Со стороны карьера оставляют временный рудный целик, который выполняет функции опалубки на время твердения закладочной смеси (рис. 7.3, б);

- для отработки запасов полезных ископаемых в переходных зонах их делят по простиранию на небольшие участки – прирезки, ширина которых определяется устойчивостью обнаженных торцевых стенок и временной устойчивостью борта. Добычные работы преимущественно ведутся с использованием техники и технологии открытых горных работ. Управление состоянием подрабатываемого массива осуществляется за счет пригрузки бортов породами, отсыпаемыми вслед за продвижением фронта горных работ (рис. 7.3, в);

- для отработки запасов полезных ископаемых в переходных зонах буровзрывные работы проводятся либо из открытых, либо из подземных горных выработок. Управление состоянием подрабатываемого борта (или его отдельных элементов) осуществляется путем заблаговременного (до начала отработки запасов) укрепления массива горных пород тросовыми анкерами (рис. 7.3, г);

- для повышения интенсивности отработки запасов переходной зоны путем создания независимых фронтов горных работ между границами открытых и подземных горных работ создается искусственное перекрытие в виде потолочины подземных камер. Прочность этого перекрытия рассчитывается исходя из условий его подработки подземными камерами и обеспечения необходимой устойчивости вышележащей части массива горных пород (рис.7.3, д).

Анализируя мировой опыт комбинированной разработки месторождений алмазов, можно выделить два альтернативных варианта их разработки подземным способом, основанных соответственно на обрушении руды и вмещающих пород и на

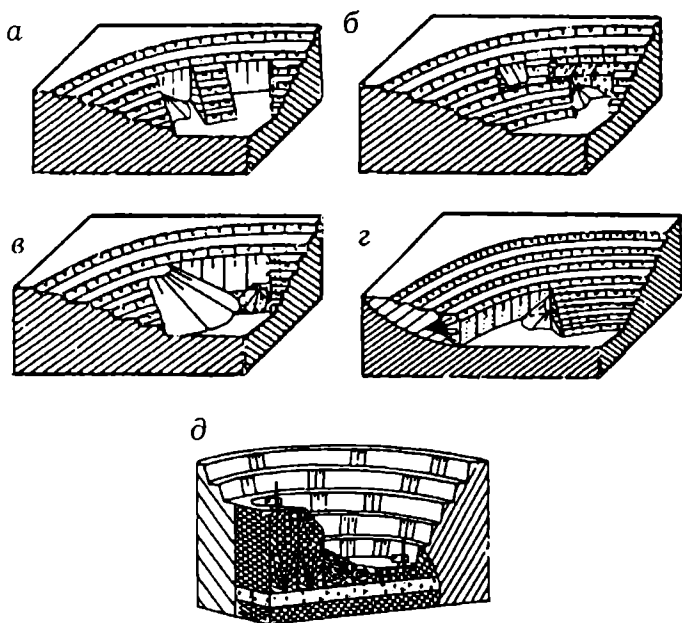


Рис. 7.3. Принципиальная схема отработки запасов в основании борта карьера комбинированными технологиями:

а – врезками с оставлением временных опорных целиков; **б** – с возведением искусственного целика; **в** – с прирезками в сплошном порядке с пригрузкой борта; **г** – с анкерным креплением массива тросами; **д** – с созданием искусственной потолочины и принудительным обрушением руд

закладке выработанного пространства. Так, на большинстве алмазоносных месторождений мира (в основном в Южной Африке) при переходе с открытых работ на подземные широко используют систему разработки с поэтажным обрушением руды и включением бортов карьеров в зону обрушения. Системы с обрушением обеспечивают, как правило, более высокую производительность технологических процессов и меньшую себестоимость руды, но их главные недостатки – большие потери и разубоживание, а также значительные изменения геомеханического состояния горного массива и земной поверхности. Для систем с закладкой характерны большая энерго-, материало- и трудоемкость и высокая стоимость добычи. Такую систему использует рудник «Интернациональный», являющийся первым объектом подземной добычи алмазов в Якутской алмазоносной провинции.

В настоящее время предлагаемые технические решения по подземной отработке запасов одного из наиболее крупных алмазосодержащих месторождений Якутии – трубки «Мир» включают три различных варианта развития подземных работ:

- оставление под дном карьера рудного целика мощностью порядка 100 м, развитие подземных работ системами с закладкой в этаже – 310–410 м, отработка этой системой всех нижележащих разведанных запасов, а на последней стадии – подземный дренаж затопленного карьера и водоносного комплекса, отработка нижней части целика (70–80 м) системами с закладкой, верхней (20–30 м) – системами с обрушением;

- карьерный водоотлив или подземный дренаж водоносного комплекса, отработка системами с закладкой этажа – 210–310 м, отработка «рудной корки» (15–20 м) под дном карьера системой с открытым выработанным пространством или с обрушением при засыпке дна карьера породами вскрыши, совмещаемая с отработкой системами с закладкой этажа – 310–410 м, затопление карьера, доработка запасов, оставшихся ниже гор. – 310 м, системами с закладкой;

- водопонижение с поверхности и подземный дренаж водоносного комплекса (на весь срок существования рудника),

нисходящая отработка всех запасов ниже дна карьера системами с открытым выработанным пространством и с обрушением при потере устойчивости бортов карьера и открытой выемкой.

В работах ВНИМИ сделан акцент на оценке устойчивости уступов и бортов карьеров и разрезов, подработанных подземными горными работами, при одновременной и последовательной (подземно-открытой) комбинированной отработке.

В геомеханических расчетах используются, как правило, следующие выражения.

При отработке горизонтальных или пологозалегающих пластов под склоном, сложенным прочными горными породами, происходит его подработка (рис. 7.4). Условием сдвижения пород склона (или борта разреза) является отношение

$$H < \sigma_0 / (k_p \gamma), \quad (7.1)$$

где H – глубина отработки, м; σ_0 – предел прочности пород на одноосное сжатие; k_p – средний коэффициент разрыхления обрушенных пород; γ – объемный вес горной породы.

При таком соотношении глубины разработки и прочности пород в зоне опорного давления с нагорной стороны не возникают площадки скольжения и сдвигение налегающей толщи пород происходит в форме последовательного прогиба слоев.

При отработке горизонтальных или пологозалегающих пластов под склоном, когда реализуется соотношение

$$H \geq \sigma_0 / (k_p \gamma), \quad (7.2)$$

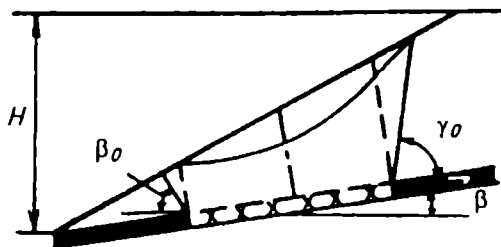


Рис. 7.4. Схема деформирования склона при его подработке горными работами на горизонтальных и пологозалегающих пластах

в зоне опорного давления возможно возникновение наклонных площадок скольжения (рис. 7.5). Дополнительным условием (по Г.Л. Фисенко) возникновения такой схемы сдвижения является недостаточное сопротивление сдвигу по подошве блока abc . При этом сдвижение горных пород будет происходить в форме сдвига по наклонным поверхностям de и cb . Целики, остающиеся в выработанном пространстве, будут разрушаться от сжатия со сдвигом. Несущая способность целиков при такой схеме их нагружения будет существенно меньше, чем при обычном сопротивлении вертикальным напряжениям.

При подработке склонов (откосов) горными работами на крутопадающих пластах (рис. 7.6) происходят изгиб и прогиб слоев в лежащем боку, зачастую с образованием воронок. При этом должно выполняться условие

$$H > \sigma_{\text{отр}} / \gamma,$$

где $\sigma_{\text{отр}}$ – сопротивление пород отрыву.

Для ориентировочной оценки устойчивости подработанных откосов в других горно-геологических условиях величина сцепления массива горных пород может быть принята равной 10^4 Па в зоне беспорядочного обрушения и 20^4 – 40^4 Па в зоне разрушения, а в зонах трещин и плавного прогиба уменьшается в 3–6 раз и в 1,5–2 раза соответственно по сравнению со сцеплением неподработанного массива. Угол внутреннего трения подработанного массива равен углу внутреннего трения неподработанного массива.

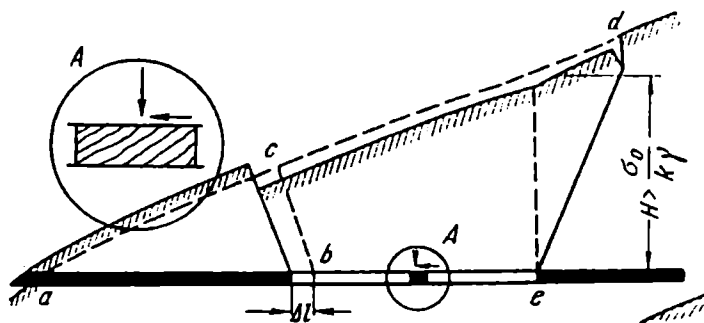


Рис. 7.5. Схема деформирования склона при его подработке горными работами на пластах, залегающих согласно с бортом

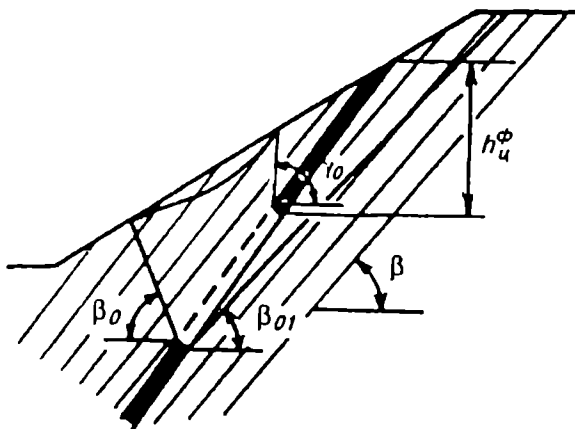


Рис. 7.6. Схема деформирования откоса при подработке его горными работами на крутопадающих пластах

При выборе параметров уступов необходимо учитывать выполаживание откосов в зонах беспорядочного обрушения и разрушения на $10\text{--}15^\circ$.

Как отмечается в работе [27], комбинированная разработка месторождений позволяет компенсировать выбывающие мощности горных предприятий в сложных условиях перехода от одного способа разработки к другому, сократить сроки строительства подземных горных предприятий, повысить полноту и комплексность освоения минеральных ресурсов, снизить уровень экологической нагрузки на окружающую среду.

Особо сложная и ответственная задача при комбинированном способе разработки месторождения состоит в обеспечении безопасного ведения горных работ под затопленными карьерами. Такая задача, в частности, возникла при составлении проектов отработки подкарьерных запасов кимберлитовых трубок Якутии. Под влиянием подземных горных работ, даже при закладке выработанного пространства, подкарьерный барьерный целик будет прогибаться, и в нем начнут образовываться различного рода трещины, нарушающие устойчивость и водонепроницаемость целика. При определенных размерах этих трещин может произойти прорыв воды в горные выработки. Дальнейшее развитие трещин ведет к потере

устойчивости целика и его обрушению. Поэтому при определении мощности подкарьерного целика необходимо учитывать влияние горных работ как на его проницаемость, так и на его устойчивость. Приближенную мощность $h_{ц}$ подкарьерного целика, при которой не произойдет прорыв воды в подземные выработки, можно вычислить из выражения

$$h_{ц} = \eta_m \cdot 0,24 / \epsilon_{кр} + 0,2 y, \quad (7.3)$$

где η_m – величина прогиба карьерного целика; y – высота столба воды в карьере; $\epsilon_{кр}$ – относительная деформация растяжения, при которой происходит нарушение сплошности массива горных пород (колеблется обычно от $3 \cdot 10^{-3}$ до $6 \cdot 10^{-3}$).

Как отмечалось выше, при комбинированной (открыто-подземной) разработке месторождения происходит неоднократное изменение напряженно-деформированного состояния массива горных пород, которое приводит к уменьшению его прочности и нарушению устойчивости.

Для определения устойчивости подкарьерного целика используются традиционные методы расчета, предложенные проф. В.Д. Слесаревым, проф. А.А. Борисовым, проф. Н.С. Булычевым.

Так, по методу проф. В.Д. Слесарева [61] трещины в наиболее опасном сечении появляются в условиях, когда растягивающие напряжения в нижнем волокне опасного сечения достигнут пределов прочности на разрыв. Это условие возникает при обнажении кровли выработки, соответствующем второму предельному состоянию, определяемому из выражения

$$L = \sqrt{2 K_p h / \gamma}, \quad (7.4)$$

где K_p – временное сопротивление породы растяжению, т/м^2 ; h – мощность слоя, м; γ – удельный вес породы, т/м^3 ; L – величина предельного пролета.

Как уже отмечалось, проф. В.Д. Слесарев в своих трудах особо подчеркивал, что его методы являются «приближенными инженерными расчетами» и требуют дальнейшего совершенствования и проверки в натурных условиях.

Развитием методов В.Д. Слесарева много занимался проф. А.А. Борисов [5]. В результате многочисленных лабораторных и натурных исследований он установил следующую зависимость величины предельного пролета от основных влияющих факторов:

$$L = \sqrt{2h_1^2(\sigma_{изг}/q_1 - 12\psi q_{зак}/q)}, \quad (7.5)$$

где h_1 – мощность основной кровли; $\sigma_{изг}$ – предел прочности на изгиб; q_1 – нагрузка на основную кровлю; $q_{зак}$ – нагрузка, закрепляющая основную кровлю, т/м²; ψ – безразмерный параметр.

При расчете L по формуле (7.5) в качестве основной кровли следует принимать потолочину, а величину нагрузки q_1 вычислять с учетом пригрузки на кровлю из выражения

$$q_1 = \gamma h_1 + \gamma_{ср} H, \quad (7.6)$$

где γ – удельный вес пород основной кровли; $\gamma_{ср}$ – усредненный удельный вес вышележащих пород; H – глубина залегания. Нагрузку q определяем по формуле (6.122).

Второй член подкоренного выражения (7.5) отражает степень влияния опорного давления на уменьшение величины предельного пролета. Он зависит от глубины горных работ, структуры вышележащей толщи, соотношений модулей упругости пород и разрабатываемого слоя залежи, мощности основной кровли и других факторов, оказывающих влияние на напряженно-деформированное состояние пород в зоне опорного давления. Для определения $q_{зак}$ А.А. Борисов предлагает достаточно сложную формулу и рекомендует учитывать влияние $q_{зак}$ методом последовательных приближений или задаваться их ориентировочными значениями, поскольку расчеты по формуле (6.122) весьма громоздки и не дают требуемых результатов из-за больших погрешностей определения входящих в эту формулу величин. Оценочные расчеты показывают, что доленое участие второго члена подкоренного выражения формулы (7.5) не превышает 10–15 % от всего подкоренного выражения. Поэтому с достаточной для практических целей точностью формулу (7.5) можно переписать в виде

$$L = \sqrt{0,85 \, 2h_1^2 \sigma_{изг}/q_1}. \quad (7.7)$$

В последние годы стали широко использоваться расчеты, базирующиеся на методе конечных элементов. Наибольшее развитие они получили в работах проф. А.Б. Фадеева и проф. Ю.А. Кашникова.

7.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Установленные в последние годы закономерности развития геомеханических процессов в массиве горных пород при комбинированной отработке позволили создать научные основы управления этими процессами.

Под технологическими методами управления геомеханическими процессами понимают совокупность научно обоснованных приемов или операций, позволяющих в процессе освоения ресурсов недр целенаправленно изменять состав, строение, свойства и состояние массива горных пород и обеспечить развитие процессов его деформирования, разрушения и фильтрации подземных вод в заданных направлениях, объемах и в установленных пределах (в первую очередь, временных).

Классификация технологических методов управления геомеханическими процессами при комбинированной разработке месторождений приведена в табл. 7.4.

Таблица 7.4

Класс	Группа	Способы управления	Область применения
1. Методы изменения величины деформаций	а) Уменьшение всех видов деформаций массива горных пород, земной поверхности и конструктивных элементов	Применение закладки выработанного пространства и полостей над выработанным пространством; уменьшение вынимаемой мощности; применение восходящей слоевой отработки; частичная выемка по площади	Применяются в тех случаях, когда при выработанной технологии отработки ожидаемые величины сдвижений и деформаций массива превышают допустимые значения

Класс	Группа	Способы управления	Область применения
	б) Уменьшение деформаций бортов карьера	Применение мероприятий, направленных на укрепление бортов карьера; придание волнообразной формы всем потенциальным поверхностям скольжения	
2. Методы изменения знака направления и интенсивности развития деформаций	а) Изменение знака горизонтальных деформаций	Применение камерно-целиковой разработки, рациональный порядок отработки камер и их закладка; отработка слоя с переменной мощностью для создания устойчивого свода	Применяются, когда деформации массива горных пород превышают допустимые значения для зданий, сооружений или конструктивных элементов разработки, попадающих в зону влияния подвижек земной поверхности
	б) Изменение знака вертикальных деформаций	Отработка слоев расходящимися забоями с заданным опережением; отработка на нескольких горизонтах	
	в) Изменение деформаций по площади	Изменение направления очистной выемки, смещение границ горных работ, изменение глубины разработки	
	г) Изменение скорости развития деформации	Увеличение или уменьшение скорости продвижения очистных забоев	
3. Методы изменения характера деформаций	а) Перераспределение деформаций на земной поверхности и в прибортовом массиве	Применение метода гармонической отработки; создание компенсационных траншей и разгрузочных щелей в борту карьера	Применяются для увеличения устойчивости объектов на земной поверхности и в породном массиве
	б) Перераспределение деформаций в подкарьерном массиве	Применение метода гармонической отработки	

Класс	Группа	Способы управления	Область применения
4. Методы, регулирующие физико-механические свойства пород	а) Уменьшение трещиноватости б) Снижение обводненности и газоносности пород в) Увеличение прочности	Нагнетание цементно-глинистых растворов, жидкого стекла, силикатизация, смолизация и т.д. Образование дренажных траншей, бурение скважин, откачка Уплотнение, тампонирующее, укрепление контактной прочности пород по потенциальным поверхностям скольжения, укрепление с помощью металлической сетки, железобетонных свай, создание подпорных стенок и т.д.	Применяются, когда технологические параметры разработки не соответствуют геомеханическому состоянию массива
5. Методы комплексного изменения деформационных процессов	Различное сочетание пересеченных групп	Комбинированное применение различных способов управления геомеханическим состоянием массива в разных сочетаниях	Применяются при сложных, изменяющихся с глубиной геологических и геомеханических условиях отработки полезного ископаемого

ГЕОМЕХАНИКА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ (СКВАЖИННОЙ) ГЕОТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Новая идея – это клин,
который входит только толстым концом.

Бернар Фонтенель

8.1. МЕТОДЫ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ (ФХГ)

Как отмечено в работе [13], методы, объединенные общим названием «физико-химическая геотехнология», включают методы разработки твердых полезных ископаемых, основанные на переводе их на месте залегания в подвижное состояние посредством осуществления в недрах тепловых, массообменных, химических и гидродинамических процессов. Разработка месторождений, как правило, ведется через скважины, которые служат для вскрытия, подготовки и добычи полезного ископаемого.

Методы ФХГ можно классифицировать по процессам добычи, в основе которых — вид и способ перевода полезного ископаемого в подвижное состояние. Различают химические, физические и комбинированные методы добычи.

К химическим методам относятся:

- подземное растворение водой каменной, а также калийных, магниевых и урановых солей, сульфатов и сульфаткарбонатов, бур и др.;
- подземное выщелачивание растворами: кислот — серной (целестин, азурит, куприт, некоторые урановые минералы и др.), соляной (сфалерит, молибденит, уранит и др.) и азотной (аргентит, висмутин, сфалерит и др.); щелочей (бокситы, анти-

монит); солей — сернистого натрия, хлористого железа, цианистого калия (золото); других реагентов;

- подземная термохимическая переработка полезного ископаемого сжиганием (например, подземная газификация угля, сланца, нефти) и обжигом (пирит, халькопирит, антимонит и др.).

К физическим относятся методы: подземная выплавка (серы, озокерита и др.) и возгонка (реальгара, киновари и др.); разрушение рыхлых пород струей воды (например, скважинная гидродобыча) и превращение их в плавучее состояние вибрацией или другими способами.

К комбинированным относятся методы, основанные на совместном использовании химических и физических процессов (например, выщелачивание металлов в электрических полях). К ним следует отнести также методы бактериального выщелачивания.

Возможность применения того или иного геотехнологического метода обусловлена геотехнологическими свойствами и физико-геологическими условиями залегания полезного ископаемого. Главным условием применения ФХГ является реальная возможность и экономическая целесообразность перевода полезного ископаемого под воздействием тех или иных рабочих агентов в подвижное состояние.

8.2. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Несмотря на то, что каждому из геотехнологических способов добычи присущи свои особенности, имеется ряд общих признаков, отличающих эти способы от традиционных (открытый и подземный) и влияющих, в частности, на развитие и характер геомеханических процессов в массиве горных пород, а именно:

- выработанное пространство, как правило, не является свободным, а заполнено водой, растворами кислот и щелочей,

газами и другими рабочими агентами или продуктами их взаимодействия с полезным ископаемым;

- на форму и размеры выработанного пространства существенное влияние оказывают условия залегания, состав, строение и свойства полезного ископаемого и вмещающих пород; свойства вмещающих пород и рудной залежи изменяются под воздействием физических и химических процессов.

Необходимо отметить, что в современной научно-технической литературе отсутствуют какие-либо обобщающие данные об особенностях геомеханических процессов при разработке месторождений геотехнологическими способами. Это обстоятельство в какой-то мере закономерно для горной практики, так как при внедрении новых способов разработки в первую очередь обычно решаются вопросы технологического плана, а изучение процессов, сопутствующих разработке, относится на более поздний период, когда появляется необходимость в предотвращении вредных последствий горных работ и разработке мер охраны поверхности и земных сооружений. Однако для выявления закономерностей этих процессов исследования должны проводиться параллельно и даже с опережением горных работ.

8.2.1. Геомеханические процессы при подземной выплавке серы

В отечественной и зарубежной горной промышленности наиболее широкое распространение из ФХГ получила подземная выплавка серы (ПВС). За рубежом этот метод обычно называют «метод Фраша» (по имени создателя этого метода – американского инженера Г. Фраша).

В процессе эксплуатации месторождения теплоноситель (вода с температурой порядка $+160\text{ }^{\circ}\text{C}$) нагнетается в пласт под давлением; при этом происходит фильтрация его по пласту, разогрев и плавление серы. Расплавленная сера поднимается на дневную поверхность по скважинам с помощью сжатого воздуха. Разгрузка пласта полезного ископаемого от избыточного давления осуществляется благодаря организации направленного водоотлива.

Широкое промышленное внедрение этого метода (в 70-х годах прошлого века объем добычи серы методом ПВС достигал почти 1 млн т в год) сопровождалось масштабным изучением геомеханических процессов на специально выбранных участках.

Ниже дана горно-геологическая характеристика участков, где проводили инструментальные наблюдения.

Участок	№ 1	№ 2
Мощность, м:		
четвертичных отложений	15–20	8–10
глинистой толщи	39–48	194–217
песчаников	5,8—14,6	4,1–15
безрудных известняков	0,4–1,6	0,3–9,9
сероносного пласта	12–19	2–33
Угол падения пласта, градус	0	0–9
Глубина залегания пласта, м	82–90	213–270

Объектами исследований являлись: процесс сдвижения земной поверхности при различной глубине залегания рудного пласта с установлением величин и скоростей смещения поверхности; взаимосвязь процесса сдвижения с технологией добычи полезного ископаемого и выявление основных природных и технологических факторов, обуславливающих процесс сдвижения горных пород и поверхности; механизм развития процесса сдвижения в массиве горных пород при разработке месторождений методом ПВС.

Установлено, что развитие процесса сдвижения и формирование зон деформации при ПВС определяются природными условиями и технологическими факторами. К числу природных факторов отнесены глубина залегания месторождения, состав и фильтрационные свойства пласта и вмещающих пород, структура массива горных пород. В группу технологических факторов входят объем теплоносителя, закачанного в пласт, время и давление нагнетания, место расположения и дебит водоотливных скважин.

Наблюдения показали, что земная поверхность деформируется без нарушения сплошности, причем имеются как зоны опускания, так и зоны поднятия поверхности. На участке № 1

поверхность за четыре года поднялась по всей площади в среднем на 1,47 м; максимальная величина поднятия 2,9 м. Площадь отработанного участка составила 147 тыс. м², площадь поднятия 330 тыс. м². Абсолютные значения ежемесячного поднятия изменялись в процессе эксплуатации от 6–12 до 150–170 мм. Одновременно с общим поднятием зафиксированы районы опускания поверхности, которое наступало после прекращения работ по добыче. Через два года после окончания отработки участка процесс оседания поверхности продолжался, сохраняя при этом уровень поднятия поверхности в пределах 0,6–1 м (в среднем 0,8 м).

При разработке пласта на участке № 2 зафиксированы как районы поднятия, так и районы опускания поверхности. Величины ежемесячных смещений поверхности в данном случае наблюдались в пределах 3–8 мм.

Анализ результатов наблюдений за состоянием поверхности в процессе эксплуатации участков, изучение кернового материала разведочных и оценочных скважин до и после отработки участка, испытание образцов пород, подвергшихся влиянию ПВС, а также изучение технологических особенностей способа позволили выделить два основных фактора, определяющих сдвигение поверхности, и выдвинуть гипотезу, объясняющую механизм сдвигения горных пород и дневной поверхности воздействием двух факторов: давления теплоносителя в выработанном пространстве и набухания глин, залегающих в кровле серного пласта.

Давление теплоносителя в рудном пласте P_t является величиной переменной, зависящей от давления нагнетания (на поверхности), глубины разработки, фильтрационных особенностей пласта, дебита водоотливных скважин и технологического режима добычных работ.

Если $P_t > P_n$ (P_n – удельное давление налегающих пород), как это имеет место на участке № 1, избыточное пластовое давление может явиться основной причиной поднятия поверхности.

Если $P_t \leq P_n$, что в основном характерно для участка № 2, происходит оседание поверхности. Этот вид деформации массива горных пород обусловлен тем, что взаимодействие теплоно-

сителя с сероносным известняком и выплавление из него серы приводят к значительному увеличению пористости известняка и уменьшению его прочности. Установлено, что сопротивление сжатию образцов серных руд, нагретых до температуры 120–130 °С, уменьшается примерно в 30 раз. Пористость известняка после выплавки серы возрастает почти в два раза.

Процесс сдвижения поверхности при разработке сероносного пласта на глубине 230–270 м начинается спустя 2–3 мес после закачки теплоносителя в пласт. Теплоноситель, взаимодействуя с глинистой толщей, проникает в нее и вызывает набухание глин.

Общее увеличение мощности глинистой толщи колеблется в пределах 1,7–11 %. Давление набухания, развивающееся в глинах, приводит к поднятию поверхности и одновременному уплотнению вышележащих четвертичных пород. Уменьшение их мощности составляет 2–7 %.

Эти факторы определяют общие закономерности процесса деформации массива горных пород. Развитие зон смещения поверхности непосредственно связано также с вводом в эксплуатацию новых добычных скважин. Однако направление и интенсивность движения теплоносителя в пласте, а следовательно, и формирование выплавленных зон, в значительной мере обуславливается проницаемостью рудного пласта, наличием и пространственной ориентировкой крупных тектонических нарушений и режимом откачки теплоносителя.

Многообразность условий и разнородность факторов, определяющих развитие геомеханических процессов при ПВС, осложняют их изучение и затрудняют использование имеющегося опыта (накопленного, в частности, в Польше).

При дальнейшем изучении геомеханических процессов при ПВС необходимо учитывать:

- невозможность проведения измерений непосредственно в отрабатываемой залежи и точного определения границ выработанного пространства (в плане и по высоте);
- ограниченные перспективы использования глубинных реперов для изучения геомеханических процессов;
- невозможность строгого физического моделирования этих процессов;

- ограниченные возможности использования существующих представлений о закономерностях геомеханических процессов и необходимость в этой связи разработки новых понятий и терминов.

8.2.2. Геомеханические процессы при скважинной гидродобыче полезных ископаемых (СГД)

Общие сведения о СГД. Скважинная гидродобыча (СГД) — метод подземной добычи твердых полезных ископаемых, основанный на приведении полезного ископаемого на месте его залегания в подвижное состояние путем гидромеханического воздействия и выдачи в виде гидросмеси на поверхность [3].

Этот метод эффективен для разработки месторождений рыхлых, слабосцементированных руд. В общем случае рудник СГД состоит из полигона с разбуренными скважинами и уложенными трубопроводами для подачи сжатого воздуха, напорной воды и гидротранспорта гидросмеси руды до карты намыва или склада другого типа, осветительного бассейна, насосной и компрессорной станций, электроподстанции и других подсобных служб.

Принципиальная технологическая схема скважинной гидродобычи показана на рис. 8.1.

Основным инструментом разрушения рудного тела и его доставки к скважине является напорная вода, которая воздействует на руду в виде струи, фильтрационного или самотечного потока.

Способы разрушения массива руды в основном зависят от его прочности. Наиболее целесообразно разрушение связных пород осуществлять гидромониторной струей воды. Интенсификация процессов разрушения и доставки возможна воздействием вибрации, взрыва, химического или микробиологического разложения цементирующего вещества. Выдача разрушенной руды на поверхность осуществляется эрлифтом, гидроэлеватором, их сочетанием, погружным насосом.

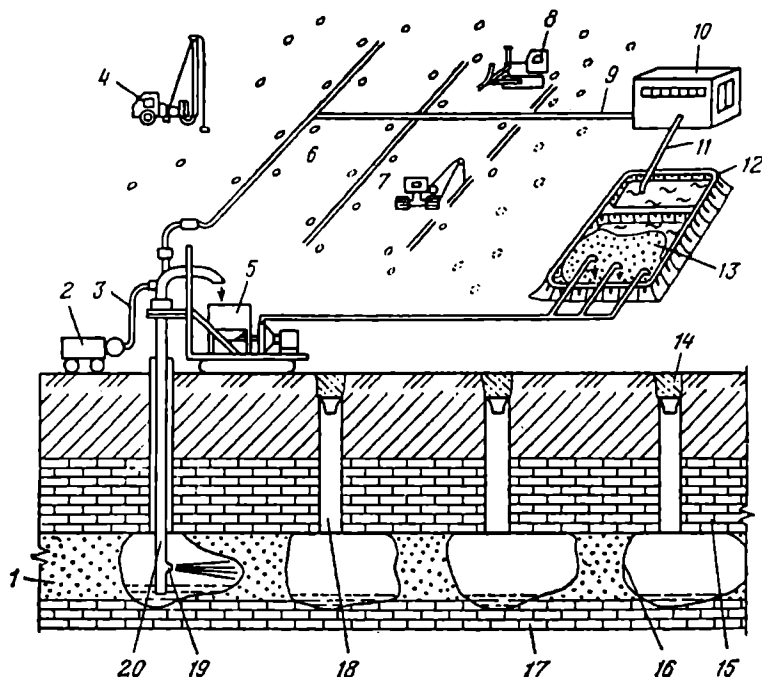


Рис. 8.1. Принципиальная технологическая схема скважинной гидродобычи (по В.Ж. Аренсу):

1 – рудный пласт; 2 – компрессор; 3 – воздуховод; 4 – буровой станок; 5 – добычный агрегат; 6 – добычное поле; 7 – трубоукладчик; 8 – бульдозер; 9 – водовод; 10 – насосная; 11 – всас; 12 – бассейн осветленной воды; 13 – карта намыва руды; 14 – тампонажные пробки; 15 – кровля пласта; 16 – целик; 17 – почва пласта; 18 – добычная скважина; 19 – гидромонитор; 20 – эрлифт

Опытные работы показали возможность применения СГД для добычи фосфоритов, строительных песков, железных руд и других полезных ископаемых.

Глубина гидродобычи на месторождениях железных руд достигла 800 м, строительных песков – 300 м, других полезных ископаемых – 25–80 м [3].

Выделяют следующие основные технологические схемы скважинной гидродобычи:

- с отбойкой руды в осушенном очистном пространстве свободными незатопленными струями;

- с отбойкой руды в затопленном очистном пространстве свободными затопленными струями;
- с использованием плавучих свойств руд.

Для первой технологической схемы рекомендуется система разработки с открытым очистным пространством. Очистное пространство может закладываться, крепиться, а также крепиться и закладываться.

Для второй технологической схемы рекомендуется использовать систему разработки с открытым очистным пространством и с креплением очистного пространства.

Для третьей технологической схемы предлагается использовать системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (как с самообрушением, так и с принудительным обрушением).

Выбор системы разработки определяется устойчивостью руд и налегающих пород, мощностью, углом падения и выдержанностью элементов залегания рудного тела.

Геомеханические процессы при СГД. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых сопровождается различными видами геомеханических процессов. Среди них выделяют:

- геомеханические процессы, связанные с нарушением гидродинамического режима;
- геомеханические процессы, связанные с разрушением твердой составляющей массива горных пород (как за счет извлечения полезного ископаемого, так и в результате разрушения вмещающих пород).

Для первого вида геомеханических процессов характерны:

- оседание земной поверхности, вызванное откачкой пластовой жидкости;
- оседание земной поверхности за счет уплотнения пород, вызванного уменьшением степени их водонасыщения.

Для второго вида геомеханических процессов характерны:

- сдвигание горных пород, возникающее в результате естественного растворения горных пород и образования карстовых полостей. Как правило, растворение начинается вдоль существующих в массиве систем трещин. Постепенное расширение трещин, соединение их с соседними, в конечном счете при-

водит к образованию карстовых пустот. Скорость возникновения подземных полостей зависит от кислотности воды и скорости движения воды через породу. Высокая скорость движения увеличивает скорость растворения;

- сдвигание горных пород при ведении добычных работ. Чаще всего эти работы сопровождаются обрушением кровли над выработанным пространством.

Этот вид сдвижения является наиболее значимым для геомеханических процессов при СГД. Исследованиями, проведенными на опытно-промышленном участке для отработки титаноциркониевых песков Тарского месторождения, установлено [4], что последствия добычных работ проявляются в виде проседаний или провалов поверхности и представляют замкнутое корытообразное углубление глубиной до 5–7 м и диаметром 4–6 м, что определяет необходимость проведения рекультивации поверхности земли после завершения добычных работ.

В 1980–1984 гг. были проведены опытные работы в Томской обл. и Алтайском крае, где из пластов мощностью от 8 до 44 м с глубин от 15 до 270 м извлекался песок и намывался в опытные площадки. Оседание поверхности наблюдалось повсеместно при глубинах разработки до 170 м и добыче из скважины более 200 м³ грунта. Как правило, через некоторое время после остановки скважины на поверхности над выработанным пространством образовывалась мульда сдвижения поверхности диаметром 5 м. Оседание поверхности в районе выемки глубинного песка из незакрепленных скважин является сопутствующим методу и происходит через 4–12 ч после начала работ. Мульда сдвижения поверхности располагается над центром подземной выработки. При твердопластичных породах кровли пласта наблюдается круговое и расходящееся от центра трещинообразование и последующее ступенчатое сдвижение пород по этим трещинам. Плавное проседание поверхности может быть обеспечено оставлением целиков или закладкой выработанного пространства.

При расчете параметров системы разработки определяются величина предельно допустимого пролета кровли гидродобычной камеры и размеры устойчивых целиков, оставляемых в продуктивном пласте.

Устойчивость пролета кровли камеры зависит от мощности несущего слоя, его механических характеристик, величины пригрузки от вышележащих пород, характера защемления кровли на опорах.

Расчет устойчивых потолочин выработки основан на теории сопротивления материалов. Потолочина рассматривается как балка, лежащая на опорах.

Если непосредственная кровля представлена однородными породами, расчет устойчивого пролета может быть выполнен по формуле В.Д. Слесарева:

$$L = A \sqrt{\sigma_p h / \gamma} . \quad (8.1)$$

Если непосредственная кровля представлена слоистыми породами, расчет выполняется по формуле Г.Н. Кузнецова:

$$L = \kappa_\alpha \kappa_t A \sqrt{\sigma_{изг} h / (1 + \kappa_n) \gamma} , \quad (8.2)$$

где A – коэффициент, учитывающий характер защемления кровли на опорах (для балки из пластического материала $A = 2$, для упругой балки $A = \sqrt{2}$); σ_p и $\sigma_{изг}$ – пределы прочности на растяжение и изгиб пород несущего слоя мощностью h и объемным весом γ ; κ_n – коэффициент пригрузки со стороны вышележащей толщи; κ_α и κ_t – коэффициенты, учитывающие угол падения пласта и устойчивость пролета во времени.

Если в процессе выемки допускается частичное обрушение пород кровли в выработанное пространство (например, при неустойчивой кровле, представленной хорошо диспергируемыми породами), часть слоев непосредственной кровли рассчитывается как защемленные консольные плиты, а верхние слои в центральной части – как балки. Слои создают при обрушении подобие карнизов над стенками выработки, при этом пролет кровли постепенно уменьшается снизу вверх. Определив пролет несущих слоев и размер карнизов, можно рассчитать размер и время развития зоны обрушения.

Расчет параметров целиков ведется из условия, что на целик действует разрушающая нагрузка, определяемая по формуле

$$P = \gamma H L \kappa_{\phi}, \quad (8.3)$$

где γ – объемный вес покрывающих пород; H – глубина разработки; L – расстояние между целиками (сетка скважин); κ_{ϕ} – коэффициент формы целика.

Несущая способность целика определяется по формуле

$$P = \sigma_{сж} h F(a/h, \rho), \quad (8.4)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие пород целика; a , h , ρ – ширина, высота и угол внутреннего трения пород целика соответственно. Величина F находится по специальному графику.

В заключение этой главы необходимо отметить следующее. Физико-химическая геотехнология находится в стадии развития. Многие процессы, сопровождающие этот способ добычи полезных ископаемых, изучены еще недостаточно. Это относится и к геомеханическим процессам. По мере развития физико-химической геотехнологии и ее широкого промышленного внедрения будет получена новая информация и о геомеханических процессах, возникающих в массиве горных пород при использовании этого метода.

Список литературы

1. *Авершин С.Г.* Сдвигение горных пород при подземных разработках. – М.: Углетехиздат, 1947. – 245 с.
2. *Аренс В.Ж.* Физико-химическая геотехнология. – М.: Издательство Московского горного университета, 2001.
3. *Аренс В.Ж.* Скважинная добыча полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986.
4. *Бабичев Н.И., Либер Ю.В., Левченко Е.Н., Кройтор Р.Ф.* Скважинная технология добычи титано-циркониевых песков Тарского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 1999. – № 2. – М.: МГГУ.
5. *Борисов А.А.* Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
6. *Борщ-Компаниец В.И.* Механика горных пород, массивов и горное давление: Учебное пособие. – М.: МГИ, 1968.
7. *Борщ-Компаниец В.И., Макаров А.Б.* Горное давление при отработке мощных пологопадающих рудных залежей. – М.: Недра, 1986.
8. *Булычев Н.С.* Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1982. – 272 с.
9. *Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л.* Процессы подземных горных работ. – М.: Недра, 1976. – 408 с.
10. *Гайдин А.М., Певзнер М.Е., Смирнов Б.В.* Прогнозная оценка инженерно-геологических условий разработки месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1983.
11. *Гальперин А.М.* Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003.
12. *Галушкевич С.С.* Статика предельных состояний грунтовых масс. – М.: ГИТТЛ, 1957.
13. *Горные науки.* Освоение и сохранение недр Земли / Под ред. К.Н. Трубецкого. – РАН, АГН, РАЕН, МИА. – М.: Изд-во АГН, 1997.
14. *Горькова И.М.* Теоретические основы оценки осадочных пород в инженерно-геологических целях. – М.: Наука, 1966.
15. *Динник А.Н., Моргалевский А.Б., Савин Т.Н.* Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок // В кн.: Труды совещания по управлению горным давлением. – М. – Л.: Изд-во АН СССР, 1938.
16. *Емельянова Е.П.* Основные закономерности оползневых процессов. – М.: Недра, 1972.
17. *Журин С.Н., Колесников В.И., Стрельцов В.И.* Природопользование при скважинной гидродобыче железных руд. – М.: НИА – Природа, 2001.

18. Земисев В.Н. Расчеты деформаций горного массива. – М.: Недра, 1973.
19. Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. – М.: Недра, 1965.
20. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. – Л.: ВНИМИ, 1971.
21. Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых // В сб. руководящих материалов горнорудного надзора. – М.: Изд. АГН, 1998.
22. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: Недра, 1977.
23. Иофис М.А., Шмелев А.И. Инженерная геомеханика при подземных разработках. – М.: Недра, 1985.
24. Иофис М.А., Мальцева И.А. Природа и механизм образования водопроводящих трещин в массиве горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2002. – № 4. – С. 33–35. – М.: Изд-во МГГУ.
25. Иофис М.А., Мальцева И.А. О сдвигении горных пород при комбинированной разработке коренных месторождений алмазов // Маркшейдерский вестник. – 2002. – № 2.
26. Казаковский Д.А. Сдвигение земной поверхности под влиянием горных разработок. – М. – Харьков: Углетехиздат, 1953.
27. Каплунов Д.Р., Чаплыгин Н.Н., Рыльникова М.В. Принципы проектирования комбинированных технологий при освоении крупных месторождений твердых полезных ископаемых // Горный журнал. – 2003. – № 12.
28. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003.
29. Качанов Л.М. Основы теории пластичности. – М.: Наука, 1969.
30. Красилова Н.С. Определение структурно-текстурных особенностей скальных грунтов // В кн.: Методическое пособие по инженерно-геологическому изучению горных пород. – Ч. 1. – М.: Изд. МГУ, 1968.
31. Кратч Г. Сдвигение горных пород и защита подрабатываемых сооружений. – Пер. с нем. / Под ред. Р.А. Муллера и И.А. Петухова. – М.: Недра, 1978.
32. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. Инженерная петрология. – Л.: Недра, 1970.
33. Мальцева И.А. Обоснование способов геомеханического обеспечения комбинированной разработки кимберлитовых трубок Якутии. – Дис. канд. техн. наук. – ИПКОН РАН, 2003.
34. Маркшейдерия: Учебник для вузов / Под ред. М.Е. Певзнера, В.Н. Попова. – Издательство Московского государственного горного университета, 2003.
35. Маслов Н.Н. Основы механики грунтов и инженерной геологии. – М.: Высшая школа, 1968.

36. *Методическое пособие по изучению инженерно-геологических условий угольных месторождений, подлежащих разработке открытым способом.* – Л.: Недра, 1986.
37. *Методическое пособие по изучению слоистости и прогнозу расслаиваемости осадочных горных пород.* – Л.: ВНИМИ, 1967.
38. *Мироненко В.А., Шестаков В.М. Основы гидрогеомеханики.* – М.: Недра, 1974.
39. *Моделирование проявлений горного давления / Кузнецов Г.Н., Будько М.Н., Васильев Ю.И. и др.* – Л.: Недра, 1975.
40. *Муллер Р.А. Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности.* – М.: Углетехиздат, 1958.
41. *Насонов И.Д., Ресин Б.И. Моделирование физических процессов в горном деле.* – М.: Изд. АГН, 1999.
42. *Оползни и сели.* – Т. 1, 2. – М.: ЦМП ГКНТ, 1984.
43. *Охрана подрабатываемых подготовительных выработок.* – М.: Недра, 1978.
44. *Панюков П.Н. Инженерная геология.* – М.: Госгортехиздат, 1962.
45. *Певзнер М.Е. Борьба с деформациями горных пород на карьерах.* – М.: Недра, 1978.
46. *Певзнер М.Е. Деформации горных пород на карьерах.* – М.: Недра, 1992.
47. *Певзнер М.Е. Проблемы оценки экономической эффективности методов управления устойчивостью бортов карьеров // Труды ГИГХСа.* – Вып. 70. – 1986.
48. *Петухов И.М., Линьков А.М. Механика горных ударов и выбросов.* – М.: Недра, 1983.
49. *Петухов И.А., Земисев В.Н., Файнштейн Ю.Б. Современные методы прогнозирования сдвижений и деформаций в сложных условиях // Тр. ВНИМИ, 1981.*
50. *Попов В.Н., Несмеянов Б.В., Попова О.В. Конструкции нерабочих бортов карьеров.* – М.: НИА – Природа, 1999.
51. *Попов В.Н., Байков Б.Н. Технология отстройки бортов карьеров.* – М.: Недра, 1991.
52. *Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах.* – СПб.: Минтопэнерго РФ, РАН, НИИ горно-геомеханического и маркшейдерского дела. – Межотраслевой научный Центр ВНИМИ, 1998.
53. *Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях.* – М.: Недра, 1981; Изд-во ВНИМИ, 1998.
54. *Протодяконов М.М. О рациональной классификации горных пород // В кн.: Исследование физико-механических свойств и взрывного разрушения горных пород.* – М.: Наука, 1970.
55. *Рац М.В. Неоднородность горных пород и их физические свойства.* – М.: Наука, 1968.

56. *Ржевский В.В., Новик Г.Я.* Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1964.

57. *Руппенейт К.В., Либерман Ю.М.* Введение в механику горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1960.

58. *Свойства пород месторождений горнохимического сырья (методика изучения, результаты, анализ)* / Под ред. М.Е. Певзнера. – Труды ГИГХСа. – Вып. 22. – М., 1971.

59. *Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений* / А.Г. Акимов, В.Н. Земисев, Н.Н. Кацнельсон и др. – М.: Недра, 1970.

60. *Славянов В.Н.* Инженерно-геологические прогнозы устойчивости откосов. – М.: Госстройиздат, 1964.

61. *Слесарев В.Д.* Механика горных пород. – М.: Углетехиздат, 1948.

62. *Соколовский В.В.* Статика сыпучей среды. – Изд. АН СССР, 1942.

63. *Способы охраны вертикальных шахтных стволов на больших глубинах.* – М.: ЦНИИУголь, 1973.

64. *Счастливец Е.Л., Торопов О.Г.* Определение параметров обрушения пород в призабойной зоне подготовительных выработок шахт Кузбасса // В кн.: Крепление, поддержание и охрана горных выработок. – Новосибирск: Изд-во ИУ СО АН СССР, 1985.

65. *Тедер Р.И., Ватолин Е.С.* Методы определения физико-механических свойств горных пород // Горный журнал. – 1965. – № 12.

66. *Трумбуачев В.Ф., Молодцова Л.С.* Применение оптического метода для исследования напряженного состояния пород вокруг выработок. – М.: Изд-во АН СССР, 1963.

67. *Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В.* Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989.

68. *Турчанинов И.А., Медведев Р.В., Панин В.И.* Современные методы комплексного определения физических свойств горных пород. – М.: Недра, 1967.

69. *Фисенко Г.Л.* Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965.

70. *Фисенко Г.Л.* Предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.: Недра, 1976.

71. *Цытович Н.А.* Механика грунтов. – М.: Госстройиздат, 1963.

72. *Nemcik A., Pasek S., Rybar J.* Classification of landslides of other mass Movements // Rock Mechanics. – 1972. – № 4.

73. *Ochrona powierzchni przed szkodami.* – Katowice: Wydawnictwo Slask, 1980.

74. *Trubetskoy K.N., Iofis M.A.* The mechanism of failure of layered rock mass over workings. – Proceedings of International Symposium on Assessment and Prevention of Failure Phenomena in rock Engineering. – Turkey, Istanbul, 1998.

ВВЕДЕНИЕ	5
РАЗДЕЛ 1	
ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ГЕОМЕХАНИКИ	7
Глава 1	
ГЕОМЕХАНИКА: ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ	9
1.1. Основные положения	9
1.2. Связь геомеханики с другими науками	15
1.3. Этапы развития отечественной геомеханики	18
Глава 2	
МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД	26
2.1. Состав горных пород	26
2.2. Строение горных пород	30
2.3. Механические свойства горных пород	33
2.3.1. Классификация свойств горных пород	33
2.3.2. Классификация механических свойств горных пород и методы расчета их показателей	38
2.4. Общие представления о прочности горных пород. Построение паспорта прочности	48
2.4.1. Определение прочности пород в лабораторных условиях	48
2.4.2. Определение прочности пород на сдвиг в натурных условиях с помощью гидродомкрата	50
Глава 3	
НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД	53
3.1. Общие представления о напряжениях и деформациях	53
3.2. Условия предельного равновесия горных пород	59
3.3. Условия специального предельного равновесия горных пород	61
3.4. Построение паспорта прочности горной породы	62
Глава 4	
МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕГО МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА	66
4.1. Структурные особенности массива горных пород и методы их изучения	66

4.2. Природное напряженное состояние массива горных пород	74
4.3. Условия деформирования массива горных пород.....	76
4.4. Переход от прочностных характеристик образца горных пород к прочностным характеристикам массива горных пород	77
4.5. Прогнозирование напряженно-деформированного состояния мас- сива горных пород и геомеханических процессов (геомеханическое прогнозирование)	79
4.5.1. Сравнительно-геологический метод прогнозирования.....	82
4.5.2. Методы физического моделирования	85

РАЗДЕЛ 2

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ ГЕОМЕХАНИКИ

Глава 5

ГЕОМЕХАНИКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ (ФИЗИКО- ТЕХНИЧЕСКОЙ ОТКРЫТОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ).....

5.1. Условия и факторы, определяющие деформационное поведение массива горных пород при открытой разработке месторождений	101
5.2. Виды деформаций карьерных откосов и отвалов.....	115
5.2.1. Классификация деформаций природных склонов и откосов инженерных сооружений.....	115
5.2.2. Классификация деформаций уступов и бортов карьеров	122
5.2.3. Эрозионные процессы в массиве горных пород.....	125
5.2.4. Анализ деформационных процессов на отечественных карьерах	128
5.3. Расчет параметров устойчивых уступов и бортов карьеров.....	131
5.3.1. Механизм деформации и разрушения карьерных откосов	131
5.3.2. Классификация методов расчета устойчивости карьерных откосов	135
5.3.3. Расчет устойчивости карьерных откосов	142
5.3.4. Выбор коэффициента запаса устойчивости	147
5.4. Наблюдения за деформациями карьерных откосов	150
5.5. Управление состоянием карьерных откосов	151
5.5.1. Классификация способов укрепления горных пород и условия их применения	157
5.5.1.1. Способы укрепления, не вызывающие изменения состава, строения и свойств пород	160
5.5.1.2. Способы укрепления, вызывающие частичное (локальное) изменение состава, строения и свойств пород.....	165
5.5.1.3. Способы укрепления, вызывающие существенное изменение состава, строения и свойств пород.....	168
5.5.2. Методы управления деформационными процессами, связанные с изменением схемы вскрытия, системы разработки и режима горных работ.....	178

5.5.3. Методы оценки эффективности противодеформационных мероприятий	185

Глава 6

ГЕОМЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ (ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ)	205

6.1. Сдвигание горных пород и земной поверхности при подземной разработке месторождений полезных ископаемых	205
6.1.1. Общие сведения о процессе сдвижения горных пород и земной поверхности	206
6.1.2. Область и зоны сдвижения горных пород над и под очистными выработками	215
6.1.3. Основные факторы, влияющие на процесс сдвижения горных пород	222
6.1.4. Параметры процесса сдвижения горных пород и земной поверхности	226
6.1.5. Наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности	234
6.1.6. Расчет величин сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности	242
6.2. Проявление геомеханических процессов в капитальных и подготовительных выработках	270
6.2.1. Факторы, определяющие геомеханическое состояние пород вокруг выработок	270
6.2.2. Характер проявления геомеханических процессов в горных выработках	274
6.2.3. Особенности деформирования и охраны вертикальных шахтных стволов	277
6.3. Геомеханические процессы при ведении очистных работ	285
6.3.1. Развитие геомеханических процессов при добыче полезных ископаемых и их проявление в очистных выработках	285
6.3.2. Формирование и развитие техногенных трещин в слоистом массиве	293
6.3.3. Геомеханические процессы в условиях взаимного влияния горных работ	298
6.3.4. Основные методы определения размеров устойчивых целиков и обнажений пород в очистных выработках	303
6.3.5. Основные понятия о способах управления горным давлением при ведении очистных работ	309
6.3.6. Организация геомеханического мониторинга по контролю за состоянием массива и происходящими в нем деформационными процессами	316
6.4. Геомеханические процессы в сложных условиях разработки месторождений	328
6.4.1. Деформационные процессы при складчатом залегании пород	329

6.4.2. Особенности развития деформационных процессов при крутом падении слоев пород и при наличии в толще тектонических нарушений	337
6.4.3. Образование провалов и воронок обрушения на земной поверхности.....	340
6.5. Динамические и газодинамические явления в массивах пород под влиянием горных работ	350
6.5.1. Горные удары. Форма проявления, условия возникновения, методы прогнозирования.....	351
6.5.2. Внезапные выбросы пород, угля и газа. Меры по их предотвращению	364
6.5.3. Зоны, опасные по газодинамическим явлениям и защищенные от них	371
6.5.4. Управление напряженным и газодинамическим состоянием массива	378
6.6. Инструктивные и нормативные документы, регламентирующие наблюдения за геомеханическими процессами, охрану зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок.....	384

Глава 7

ГЕОМЕХАНИКА КОМБИНИРОВАННОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ (КОМБИНИРОВАННОЙ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ).....	395

7.1. Общие сведения о комбинированном способе разработки месторождений.....	395
7.2. Опыт изучения геомеханических процессов при комбинированном способе разработки месторождений.....	398
7.3. Влияние геомеханических процессов на выбор технологических схем отработки месторождений комбинированным способом.....	407
7.4. Технологические методы управления геомеханическими процессами при комбинированной разработке месторождений.....	416

ГЛАВА 8

ГЕОМЕХАНИКА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ (СКВАЖИННОЙ) ГЕОТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	419

8.1. Методы физико-химической геотехнологии (ФХГ)	419
8.2. Геомеханические процессы при физико-химической геотехнологии.....	420
8.2.1. Геомеханические процессы при подземной выплавке серы	421
8.2.2. Геомеханические процессы при скважинной гидродобыче полезных ископаемых (СГД).....	425

Список литературы	431

Марк Еремеевич Певзнер
Моисей Абрамович Иофис
Владислав Николаевич Попов

ГЕОМЕХАНИКА

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *О.И. Сорокина*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *З.С. Люкманова*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

Подписано в печать 28.04.2008. Формат 60×90/16.

Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».

Печать офсетная. Усл. печ. л. 27,5.

Тираж 300 экз. Заказ 194

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

Лицензия на издательскую деятельность

ЛР № 062809. Код издательства 5X7(03)

*Оригинал-макет подготовлен в издательстве
«Горная книга»*

Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магнietные штампы изготовлены в Первой
Образцовой типографии

**Высшее
горное
образование**



119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
Издательство МГГУ;
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65