

И. А. ТУРЧАНИНОВ, М. А. ИОФИС, Э. В. КАСПАРЬЯН

ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

2-е издание, переработанное
и дополненное



ЛЕНИНГРАД
«НЕДРА»
ЛЕНИНГРАДСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
1989

ББК 33.12

T89

УДК 622.02:531+622.83

Рецензент д-р техн. наук, проф. Н. С. Булычев

T 89 Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В.

Основы механики горных пород.— Л.: Недра, 1989.—
488 с.: ил.

ISBN 5—247—00485—5

Освещены предмет, метод и основные задачи механики горных пород. Описаны способы определения свойств горных пород на образцах и в массиве, а также напряженно-деформированного состояния массива вокруг горных выработок экспериментальными и аналитическими методами. Изложены основные результаты изучения напряженного состояния пород вокруг капитальных, подготовительных и очистных выработок. Детально рассмотрены вопросы сдвижения горных пород под влиянием разработки полезных ископаемых, а также условия и причины возникновения горных ударов и внезапных выбросов пород и газа на рудниках и шахтах. Описаны меры предотвращения и локализации горных ударов и внезапных выбросов. Второе издание (1-е изд.— 1977) дополнено новым материалом по устойчивости буровых скважин и подземных сооружений.

Для широкого круга инженерно-технических работников горнорудных и угледобывающих предприятий, горного и гидротехнического строительства, работников научно-исследовательских и проектных институтов.

T $\frac{2502010400-307}{043(01)-89}$ 241—89

ББК 33.12

ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ (ПРАКТИЧЕСКОЕ) ИЗДАНИЕ

**Турчанинов Игорь Александрович, Иофис Моисей Абрамович,
Каспарьян Эдуард Варужанович**

ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Редактор издательства Р. С. Гурская. Переплет художника В. Н. Нечаева. Техн. редактор С. А. Кодаш. Корректоры И. Б. Богданова, Е. А. Стерлина

ИБ № 6598

Сдано в набор 02.08.88. Подписано в печать 21.12.88. М-41383. Формат 60×90¹/₁₆. Бумага тип. № 2. Гарнитура литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 30,5. Усл. кр.-отт. 30,5. Уч.-изд. л. 32,36. Тираж 3600 экз. Заказ № 2023/743. Цена 2 руб.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра».

Ленинградское отделение. 193171, Ленинград, С-171, ул. Фарфоровская, 18.

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 191126, Ленинград, Д-126, Социалистическая ул., 14.

ISBN 5—247—00485—5

© Издательство «Недра», 1977

© Издательство «Недра», 1989,
с изменениями и дополнениями

ПРЕДИСЛОВИЕ

Специальный раздел горных наук — механика горных пород — интенсивно развивается в связи со все возрастающими запросами практики эксплуатации месторождений полезных ископаемых и подземного строительства. Это объясняется резким ухудшением горно-геологических условий проведения работ, необходимостью разрабатывать месторождения на больших глубинах и под дном морей и океанов, в условиях повышенных температур и перенапряженных массивов. Все сказанное объясняет повышенный интерес к работам, обобщающим достижения механики горных пород и освещающим внутреннюю логику развития и становления отдельных методов, которые находят применение в механике горных пород для решения частных, но крайне существенных вопросов. К подобным работам относится и предлагаемая читателям книга, одним из достоинств которой является систематическое изложение различных вопросов механики горных пород с позиций единого методологического подхода.

Первое издание книги вышло в 1977 г. и было неплохо встречено научной общественностью и работниками горных предприятий. В 1979 г. книга была переведена на английский язык и издана в Соединенных Штатах Америки, с ней смогли познакомиться и наши зарубежные коллеги.

За прошедшие с момента первого издания годы механика горных пород как наука продолжала интенсивно развиваться и к настоящему времени достигнуты новые существенные результаты как в области расчетных методов, так и в вопросах экспериментальных исследований в лабораторных и, что особенно важно, в натуральных условиях.

Сказанное побудило авторов к подготовке второго издания, где наряду с новыми методическими разработками и результатами учтены некоторые недоработки и погрешности, высказанные специалистами в критических замечаниях и рецензиях.

Вместе с тем ряд вопросов под влиянием результатов последних исследований и благодаря познанию более общих закономерностей нуждается в существенной корректировке и изложении на современном уровне.

В наибольшей степени это относится к некоторым основополагающим концепциям, которые традиционно применялись в механике горных пород. Примером может служить использование принципов гидромеханики, которые без должных ограничений широко применяются в расчетах горного давления. В предлагаемом издании сделана попытка на новой, более широкой основе изложить основные вопросы механики горных пород, оставив без изменения общую структуру книги, и динамику развития во времени отдельных методов.

Насколько удалась эта попытка, будет в конечном итоге судить читатель, однако следует отметить, что поставленная задача существенно осложнилась, вследствие того что безвременно ушел из жизни один из авторов книги, талантливый ученый и организатор, член-корреспондент АН СССР Игорь Александрович Турчанинов.

В определенной степени подготовка второго, исправленного и дополненного издания книги является одновременно выполнением намерений Игоря Александровича и памятью о его плодотворной деятельности в области механики горных пород.

Академик В. В. Ржевский

ПРЕДИСЛОВИЕ КО ВТОРОМУ ИЗДАНИЮ

Непрерывный рост потребностей в минеральном сырье и топливе, необходимость строительства каналов и оросительных систем, тоннелей, залов и других подземных сооружений ведут к значительному увеличению объемов горных работ. Так, объем добычи полезных ископаемых в Советском Союзе удваивается через каждые 8—10 лет, при этом все больше вовлекаются в добычу месторождения со сложными горно-геологическими условиями. Отсюда усиливается роль горной науки, в том числе механики горных пород, в повышении эффективности, безопасности и темпов ведения горных работ.

Для осуществления разнообразных технологических процессов в недрах, будь то добыча полезных ископаемых, строительство подземных объектов различного назначения, возведение фундаментов плотин или бурение глубоких скважин, требуется знать и предвидеть изменения геомеханического состояния окружающих массивов пород, чтобы в одних случаях гарантировать устойчивость пород вокруг выработок, устойчивость соответствующих участков массива, а в других вызвать обрушение заданных участков массива. В местах нахождения людей требуется обеспечить их безопасность. Важно также обеспечить сохранность объектов, сооружений и механизмов, находящихся в зоне влияния технологических процессов в недрах.

Все эти вопросы относятся к механике горных пород — науке о прочности, устойчивости и деформируемости горных пород, горнотехнических объектов и сооружений в поле природных и вызванных влиянием горных работ сил горного давления.

В последние десятилетия одновременно с увеличением влияния механики горных пород пород заметно возросла сложность выдвигаемых перед нею задач. Это обусловлено многими причинами: быстрым ростом глубины горных разработок как подземным, так и открытым способом; возрастанием объемов извлекаемой из недр горной массы и мощности рудников, шахт

и карьеров; применением новых систем и способов разработки; увеличением мощности взрывов в системах с массовым обрушением и возникающей в связи с этим необходимостью учета влияния динамических нагрузок на состояние массива пород; увеличением плотности застройки горнопромышленных районов, в том числе на площадях, подверженных влиянию горных работ; строительством сооружений, весьма сложных и чувствительных к подработке.

Появился ряд новых задач, связанных с расширяющимся строительством и особыми условиями эксплуатации таких долговременных объектов, как подземные хранилища нефти, газа и других видов сырья и материалов, тоннели и подземные камеры, вестибюли метрополитенов, подземные и грунтовые комплексы гидроэлектростанций, глубокие геологические и эксплуатационные нефтяные и газовые скважины и др. Существенно повысился интерес к механике горных пород со стороны смежных дисциплин: геологии, геофизики, сейсмологии, геотектоники, поскольку методами механики горных пород получают непосредственные данные о напряженном состоянии верхней части земной коры, механических свойствах и структурной неоднородности массивов пород, расширяют возможности моделирования механических процессов применительно к этим дисциплинам с использованием способов и приемов, получивших развитие в механике горных пород.

В предвоенные и особенно в послевоенные годы в СССР и за рубежом опубликовано значительное число монографических работ, посвященных различным разделам механики горных пород, а в последние годы издано несколько книг, авторы которых стремились систематизированно изложить основы данной дисциплины. Среди них работы В. Д. Слесарева [133], К. В. Руппенейта и Ю. М. Либермана [127], В. И. Борщ-Компанийца [21], И. В. Баклашова и Б. А. Картозия [10], Ж. Талобра [182], Э. Айзаксона [174], Л. Мюллера [179], Л. Оберта и В. Дюваля [180].

Многие труды, посвященные отдельным проблемам и разделам механики горных пород, с большой детальностью освещают сравнительно узкие специальные вопросы, но вместе с тем не охватывают наиболее важные ее стороны, и притом не всегда рассчитаны на широкий инженерный круг читателей [43, 84, 123, 156].

Между тем необходимость создания книги по механике горных пород в целом с систематизированным изложением основных проблем давно уже назрела. Такая работа была необходима в первую очередь для горных инженеров различных специализаций: эксплуатационников, маркшейдеров, шахтостроителей и др. Она требовалась также гидростроителям, специалистам в области инженерной геологии, геотектоники, сей-

смологии и других смежных дисциплин, которым по роду их деятельности необходимо знакомство с основами механики горных пород в целом, ее предметом и методом, но для которых не столь существенны детали, не требуется подробное освещение более узких вопросов. Учитывая это, авторы поставили перед собой задачу написания книги, в которой освещались бы на современном уровне все основные разделы механики горных пород.

Книга была издана в 1977 г. и вызвала определенный интерес научной общественности в нашей стране и за рубежом. В 1979 г. книга была переведена на английский язык и издана в США.

С момента издания книги прошло свыше 10 лет. За это время механика горных пород бурно развивалась, во многих ее разделах получены существенно новые результаты, разработаны и нашли широкое применение новые методики проведения исследований.

Все это побудило авторов приступить к подготовке второго издания, в котором были бы учтены происшедшие изменения. Однако при этом авторы стремились сохранить общую структуру книги, а также по возможности отражать логику развития отдельных методов и последовательность изменения суждений о механизме различных природных явлений и процессов.

В предлагаемой работе кратко рассмотрено в историческом аспекте развитие и становление механики горных пород как фундаментального раздела горной науки, всегда имевшего существенное значение для практики, освещен вклад русских и советских ученых в развитие данной дисциплины.

Изложены основные представления о породном массиве как объекте исследования механики горных пород, освещены методы определения свойств пород в образцах и в массиве, изучения особенностей строения массивов с целью учета структурных неоднородностей и ослаблений при анализе устойчивости и прочности. Описаны методы исследований, применяемые в механике горных пород для решения различных задач, изложены принципы комплексного подхода к решению задач и учета главнейших влияющих факторов.

Достаточно строго и вместе с тем доступно для читателей без специальной математической подготовки освещены современные представления о напряженном состоянии массивов пород как в условиях их естественного залегания, так и после проведения горных выработок. При этом принято во внимание возможное действие как гравитационного, так и тектонического силовых полей. Приведены характерные иллюстрации и примеры использования данных о напряжениях в различных частях массива пород для целей управления горным давлением и рационального расположения выработок при проведении гор-

ных работ. Изложены методы расчета размеров устойчивых целиков и обнажений.

Рассмотрены механизм и общие закономерности сдвижения горных пород под влиянием разработки, при проведении как подземных, так и открытых горных работ. Описаны методы охраны сооружений, основные способы построения охранных целиков и способы расчета деформаций горных пород и земной поверхности.

Последний раздел книги посвящен динамическим явлениям в массивах пород (стрелянию, горным ударам, внезапным выбросам пород, угля и газа), а также рассмотрению современных воззрений на механизм этих явлений, изложению основных способов их прогноза и предотвращения или локализации.

Главы 1—3, 5—8, за исключением некоторых дополнений, оставлены такими, какими они были написаны И. А. Турчаниновым для первого издания книги. Главы 4, 9—11, а также § 16, 17 гл. 3 и § 30 гл. 5 написаны Э. В. Каспарьяном. Главы 12—17 написаны М. А. Иофисом.

Существенно переработаны и дополнены М. А. Иофисом главы 18—20, подготовленные для первого издания И. А. Турчаниновым. Предисловие и заключение написаны совместно М. А. Иофисом и Э. В. Каспарьяном.

Авторы выражают благодарность Г. А. Турчаниновой за предоставленные материалы чл.-кор. АН СССР И. А. Турчанинова, а также искреннюю признательность сотрудникам Горного института Кольского филиала АН СССР и Института проблем комплексного освоения недр АН СССР, инженерно-техническим работникам горнорудных предприятий и шахт, способствовавшим проведению исследований и написанию данной книги.

Авторы также считают своим долгом выразить большую благодарность д-ру техн. наук, проф. Н. С. Булычеву за внимательное рецензирование рукописи и сделанные замечания. Устранение их способствовало более точному изложению материала и в целом существенно улучшило книгу.

РАЗДЕЛ I СОСТОЯНИЕ И РАЗВИТИЕ СОВРЕМЕННОЙ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава 1. ПРЕДМЕТ И МЕТОД МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. МЕХАНИКА ГОРНЫХ ПОРОД КАК РАЗДЕЛ ГОРНОЙ НАУКИ

Всякая область современной техники и технологии должна иметь соответствующие научные, теоретические основания. Чем глубже развиты теоретические основы данной области, тем выше, при прочих равных условиях, возможности дальнейшего успешного и оптимального прогресса в этой технической отрасли.

Теоретической основой горного дела является горная наука. Согласно определению акад. Н. В. Мельникова, «под горной наукой понимается совокупность знаний: а) о природных условиях залегания месторождений полезных ископаемых и физических явлениях, происходящих в толще пород в связи с проведением выработок; * б) о технологических способах добычи и обогащения полезных ископаемых; в) об организации производства, обеспечивающей безопасную и экономичную разработку месторождений. Предметом горной науки считаются процессы разработки полезных ископаемых в их развитии и взаимосвязи с сопутствующими им природными явлениями, т. е. с условиями фактического осуществления этих процессов».

Рассматривая горную науку в целом, следует выделить в качестве одной из ее фундаментальных частей физику горных пород и процессов, занимающуюся изучением физических свойств горных пород и породных массивов при их взаимодействии с естественными и искусственно создаваемыми физическими полями в процессах добычи полезных ископаемых и строительства подземных сооружений.

Физика горных пород оформилась в самостоятельный раздел горной науки в 60-х годах и впервые стала рассматривать горные породы одновременно как объекты геологических, физических и горнотехнологических отраслей знаний. Таким образом, по своим методам физика горных пород близка к физике

* Курсив наш.— И. Т.

твердого тела, с точки зрения объектов исследований — к геологическим наукам, а с позиций задач, решаемых ею, — к горной технологии.

Механика горных пород входит в физику горных пород и процессов в качестве ее части. Рассматривая соотношение физики горных пород и процессов и механики горных пород, проведем некоторую параллель между этими разделами науки и между физикой и механикой вообще. Становление физики как науки началось именно с формирования и развития механики, выделившейся в XIX в. в самостоятельную науку со своими специфическими методами и областями применения.

Подобную же историческую последовательность развития имеет и физика горных пород и процессов, формирование которой начинается именно с механики горных пород. В то же время механике горных пород в отличие от механики вообще свойственны специфические методы и области применения, связанные с особенностями горных пород как объекта изучения.

Очевидно, механика горных пород, методы и область применения которой составляют часть таковых в механике вообще (но которая в то же время имеет и определенную специфику), должна рассматриваться в известном смысле как часть механики, подобно тому как физику горных пород и процессов следует рассматривать как часть физики, одну из физико-технических наук.

Исходя из представления, что деление всех отраслей науки на фундаментальные и прикладные является относительным, механику горных пород следует рассматривать как прикладной раздел механики вообще. В то же время она является одним из фундаментальных разделов горной науки.

В настоящее время механика горных пород не единственная наука, которая входит как составная часть в физику горных пород и процессов. В последние годы, в частности, сформировалась еще одна самостоятельная дисциплина — горнотехнологическое породоведение, специально изучающее и количественно оценивающее свойства горных пород как объектов разработки [12].

Вместе с тем наблюдается также выделение отдельных научных направлений и из механики горных пород. В этой части следует отметить «механику подземных сооружений» — науку о принципах и методах расчета подземных сооружений на прочность, жесткость и устойчивость при статических и динамических воздействиях [28].

По-видимому, отмеченный процесс выделения отдельных научных направлений в самостоятельные разделы будет продолжаться и в дальнейшем.

Современное соотношение наук и положение в их системе механики горных пород показано на рис. 1.

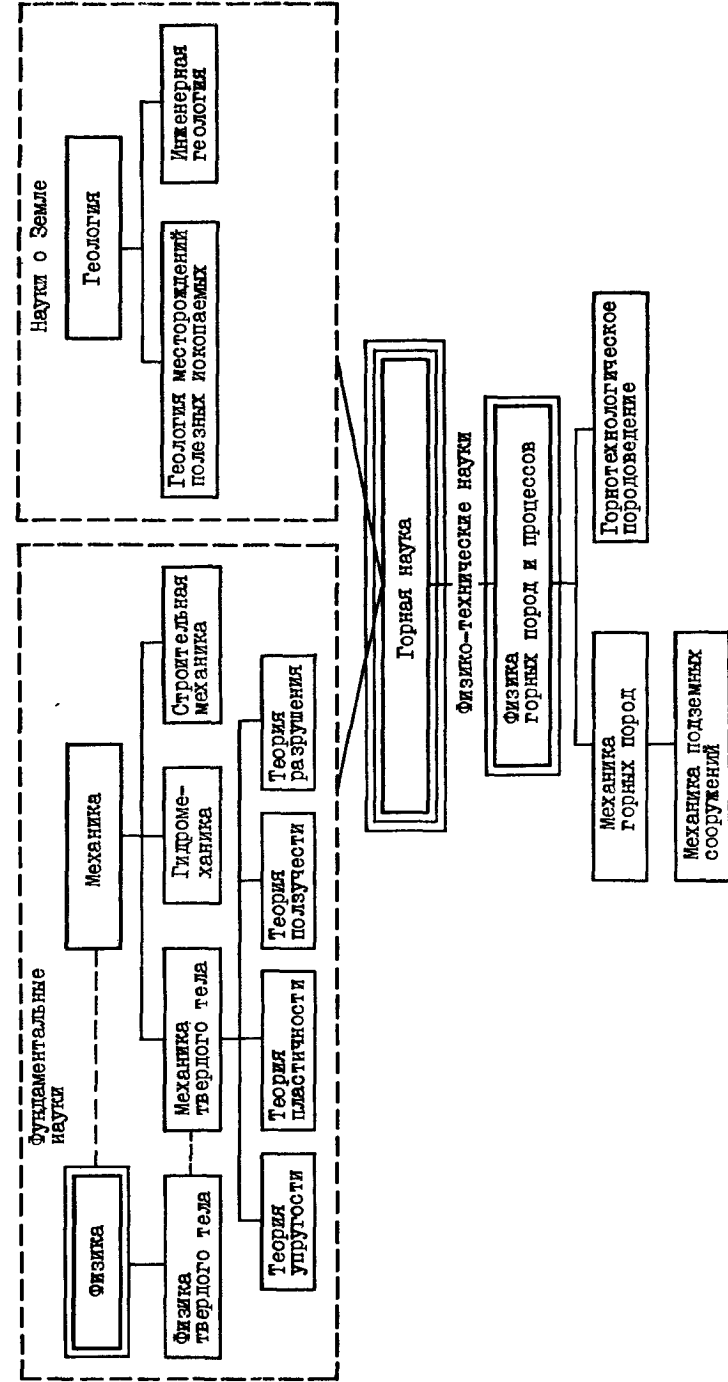


Рис. 1. Схема взаимосвязи механики горных пород с другими разделами науки.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ

В первую очередь необходимо дать определение самой механики горных пород.

Механику в целом определяют как науку о механическом движении материальных тел и происходящих при этом взаимодействиях между телами. Современная механика охватывает механику точки и системы точек, гидродинамику и аэродинамику, составляет основу учения о механизмах, о прочности и устойчивости сооружений. Очевидно, давая определение механики горных пород, следует учитывать приведенные общие определения механики.

С учетом изложенного механику горных пород можно определить как *науку о прочности, устойчивости и деформируемости массивов горных пород и горнотехнических объектов в поле природных и вызванных влиянием горных работ сил горного давления.*

Наиболее развернутое определение механики горных пород дано акад. Н. В. Мельниковым. «Механика горных пород — фундаментальная часть горной науки, изучающая свойства и состояние горных пород и массивов с учетом твердой, жидкой и газообразной фазы и естественного напряженного состояния для создания целесообразных методов управления горным давлением и движением, а также устойчивостью обнажений.

Механика горных пород, опираясь на достижения физики твердого тела, теории пластичности, фильтрации, реологии, цикла геологических, геохимических и других наук, разрабатывает классификацию горных пород, методы количественной оценки свойств и состояния горных пород и массивов и дает основания для создания инженерных методов расчета горной технологии.

Механика горных пород является теоретической основой управления микрогеологическими процессами при производстве горных работ».

Основные процессы, изучаемые механикой горных пород, можно подразделить на три группы: *формирование напряженного состояния массивов пород и его изменение* в связи с проведением выработок; *сдвигение горных пород*, проявляющееся в самых разнообразных формах; *взаимодействие пород и крепей*. Эти три группы процессов будем именовать в дальнейшем *процессами механики горных пород*.

Центральным понятием в механике горных пород до недавнего времени являлось понятие «горное давление», с которым связывались основные процессы механики горных пород. Вопрос отыскания определения, наиболее строго отражающего это понятие, неоднократно был предметом обсуждения. Большинство специалистов, предлагая различные формулировки,

так или иначе связывало его с понятием силы, имея в виду объемные силы, объективно существующие в массиве пород.

В настоящее время этот термин утратил свое значение, представляет исторический интерес и употребляется только как образное выражение с широким качественным смыслом перво-причины всех механических явлений в массиве пород.

Современным термином является «напряженно-деформированное состояние массива пород», исчерпывающе отражающее состояние массива пород как при наличии выработок, так и при их отсутствии. В последнем случае говорят о начальном или естественном напряженно-деформированном состоянии нарушенного массива пород, т. е. массива до проведения горных работ.

Вместе с тем следствием отживающего термина «горное давление» являются до сих пор широко применяющиеся понятия «проявления горного давления», под которыми понимают деформации, сдвигения и разрушения горных пород, а также результаты силового взаимодействия между породами и крепью, другими словами, результаты действия процессов механики горных пород.

§ 3. ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ И ОБЩАЯ МЕТОДОЛОГИЯ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Основным объектом механики горных пород в соответствии с приведенными выше ее определениями является породный массив, а именно механические процессы, происходящие в массиве и связанные главным образом с проведением в нем горных выработок. В отличие от других смежных разделов, например строительной механики, механика горных пород весьма специфична, что обусловлено особенностями горных пород, механические свойства которых резко различны, а степень неоднородности гораздо больше, чем для отдельных кристаллов, металлов, полимерных материалов и других твердых тел. Кроме того, механические и геометрические схемы задач здесь также обычно существенно отличны от схем классических задач теорий упругости, пластичности, типовых задач строительной механики, машиноведения и других смежных областей.

Как правило, в механике горных пород приходится рассматривать трехмерные (объемные) задачи, существенную роль в которых играют реологические процессы, т. е. процессы, связанные с деформациями пород во времени. Поскольку деформации горных пород лишь в ограниченном диапазоне следуют теории упругости, использование известных решений из классической теории упругости весьма ограничено. Кроме того, механика горных пород сталкивается с широким классом задач, связанных с деформированием массивов пород не только

за пределами упругих, но и пластических деформаций, т. е. после разрыва сплошности пород в процессе деформирования массивов. Задачи такого рода обычно не встречаются в других разделах механики и характерны в первую очередь именно для механики горных пород.

Отмеченная специфичность, описанная пока в самых общих чертах, обуславливает и применяемую общую методологию.

Первостепенное значение имеет анализ характера и форм проявления процессов механики горных пород в различных условиях ведения горных работ, в разнообразных горно-геологических условиях. Особенно важны при этом инструментальные измерения с целью определения основных параметров и характеристик изучаемых процессов в конкретных горно-геологических условиях: напряжений, деформаций, сдвижений горных пород и их изменения в зависимости от основных действующих факторов. Данные, получаемые из натурных исследований, позволяют типизировать изучаемые явления и процессы, уяснить их общий механизм и физическую сущность и проводить дальнейшие теоретические обобщения, устанавливать допустимую степень схематизации задач.

Для механики горных пород, как ни для какого другого раздела механики, характерно широкое использование различных *методов моделирования*, позволяющих выявить в исследуемых процессах роль различных действующих факторов и получить значения необходимых параметров при невозможности сведения поставленных задач к схемам, решаемым аналитическими методами.

Вместе с тем достаточно широко используют и *аналитические методы* решения на основе общих закономерностей теорий упругости, пластичности и предельного равновесия. При этом необходимые параметры определяют обычно из результатов натурных измерений и моделирования.

Важно подчеркнуть при этом, что получение весьма точных решений по отношению к такому неоднородному объекту, как массивы горных пород, невозможно. Поэтому предпочтительнее ставить вопрос о расчете основных параметров процессов механики горных пород с точностью, удовлетворяющей практику, т. е. обычно до нескольких десятков процентов, а в некоторых случаях — о качественном прогнозировании форм и характера явлений в различных условиях.

Итак, *общая методология механики горных пород состоит в широком использовании и анализе натурных наблюдений с одновременным привлечением методов и приемов моделирования и аналитических исследований на базе теоретических положений из основных разделов современной механики, математических и физических аналогий.*

§ 4. ПРАКТИЧЕСКАЯ ЗНАЧИМОСТЬ ЗАДАЧ, РЕШАЕМЫХ МЕХАНИКОЙ ГОРНЫХ ПОРОД

Труд горнорабочих по естественным условиям гораздо более опасен по сравнению с многими другими сферами труда. В истории развития горного дела и вплоть до наших дней известны многие случаи катастрофических бедствий, человеческих жертв и серьезного экономического ущерба, связанных с неучетом или недостаточным знанием явлений и процессов механики горных пород, недостаточной информацией о массивах, в которых ведут горные работы.

Одна из самых больших катастроф произошла в 1916 г. в Японии при разработке двумя рудниками угольных пластов под океаном на удалении от берега свыше 1 км. Глубина залегания пластов под дном океана составляла около 70 м. В результате прорыва воды, который предположительно произошел по тектонической трещине, раскрывшейся вследствие сдвижения пород над выработками, рудники были затоплены в течение 2 ч, погибло 237 горняков [1].

Известны случаи затопления соляных рудников в Германии в результате проникновения в них подземных вод по трещинам, образовавшимся при сдвигении пород. Так, в считанные часы были затоплены калийные шахты Ашерслебен I (1885 г.), Вестергельн I/II (1891 г.) и Ашерслебен III (1895 г.).

Совсем недавно в нашей стране возникла аварийная ситуация на одной из шахт Соликамского месторождения калийных солей также в результате прорыва в подземные разработки пресных вод.

Такие грозные явления, как горные удары и внезапные выбросы пород и газа на рудниках, сопровождающиеся часто значительными разрушениями выработок, катастрофами, связанными с проникновением подземных вод по трещинам, образующимся при сдвигении пород над выработками, случаи внезапного оползания больших масс пород в карьерах, а также обрушения старых терриконов шахт, деформации и разрушения зданий и сооружений на земной поверхности и в толще пород, обусловленные сдвижением пород в зоне влияния разработок, вызывают необходимость разработки рациональных способов и мер подработки объектов с обеспечением максимальной их сохранности. Так, подработка городов Донецк, Горловка и Макеевка, осуществленная в 1960—1970 гг., позволила извлечь более 20 млн. т высококачественных коксующихся углей и, несмотря на затраты 4 млн. руб. на специальные меры по сохранению и ремонту подработанных объектов, дала чистый экономический эффект более 50 млн. руб.

Существенные задачи, которые выдвигает горная практика перед механикой горных пород, состоят в определении оптимальных способов и параметров крепления выработок.

Например, на крупнейших апатитовых рудниках Хибин (Жольский полуостров) при разработке верхних горизонтов крепление выработок выпуска и доставки проектом не предусматривалось, поскольку практически такой необходимости не возникало. С переходом же к отработке глубинных горизон-

тов вследствие осложнения горно-геологических условий предусматривают крепление свыше 30 % протяженности выработок, что требует ежегодных дополнительных затрат более 0,5 млн. руб. В настоящее время доля закрепленных выработок еще более увеличивается.

В настоящее время ни один проект разработки месторождений, строительства гидроэлектростанций, тоннелей, подземных хранилищ и т. д. не обходится без рассмотрения основных вопросов механики горных пород с предварительным проведением исследований еще на стадии геологоразведочных и изыскательных работ.

Таким образом, практика горного дела выдвигает перед механикой горных пород сложные и ответственные задачи, связанные с обеспечением максимальной безопасности горных работ и определением оптимальных параметров ведения работ, т. е. ведения их с максимальным экономическим эффектом, но в то же время при достаточно высокой надежности и предотвращении либо предвидении и локализации вредных проявлений горного давления.

РАЗДЕЛ

II

ПОРОДНЫЙ МАССИВ КАК ОБЪЕКТ ИЗУЧЕНИЯ В МЕХАНИКЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава 2. СВОЙСТВА, ЗАКОНОМЕРНОСТИ И ОСОБЕННОСТИ СТРОЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД КАК ФИЗИЧЕСКОЙ СРЕДЫ

§ 5. ОБЩАЯ СИСТЕМАТИКА ГОРНЫХ ПОРОД

В общем случае горные породы представляют собой многокомпонентные гетерогенные системы, включающие твердую, жидкую и газообразную фазы. Наличие жидкой и газообразной фаз обусловлено пористостью пород.

В зависимости от геологических процессов, в результате которых образовались горные породы, их разделяют на три генетические группы: магматические (или изверженные), осадочные и метаморфические. Однако применительно к кругу задач, решаемых в механике горных пород, породы лучше классифицировать *по характеру связей между их частицами*. По этому признаку следует выделить несколько классов пород.

I. *Твердые*, в которых слагающие их твердые минеральные частицы связаны между собой жесткой связью, обеспечивающей сохранение формы. К ним относятся магматические, осадочные цементированные и метаморфические породы. В этом классе иногда выделяют *скальные* и *полускальные* породы исходя из их прочностных свойств. К скальным относят крепкие породы с пределом прочности при одноосном сжатии более 50 кгс/см². При насыщении водой силы сцепления у таких пород не исчезают. Примерами скальных пород могут служить граниты, диабазы, базальты, сиениты, гнейсы, крепкие песчаники и известняки. К полускальным относят цементированные породы, у которых наряду с жесткими существенно проявляются и пластичные связи. Выше некоторых предельных нагрузок, при которых жесткие связи нарушаются, деформации таких пород происходят по тем же законам, что и для рыхлых пород. При насыщении водой силы сцепления у полускальных пород, как правило, значительно снижаются либо даже полностью исчезают. Примерами таких пород являются слабо цементированные песчаники, слабые известняки, доломиты, мергели, песчанистые и глинистые сланцы, аржиллиты, алевролиты.

II. *Связные* или *пластичные*. В породах этого класса минеральные частицы связаны водно-коллоидной связью, преимущественно через тонкие пленки воды, обволакивающие частицы. В зависимости от степени насыщения этих пород водой изменяется степень их пластичности. Примерами связных пород являются глины и слабые глинистые сланцы, суглинки, бокситы.

III. *Раздельнозернистые* или *рыхлые, сыпучие*, в которых связи между минеральными частицами отсутствуют или ничтожно малы, т. е. эти породы представляют собой простые механические смеси частиц нескольких или одного минерала либо обломков твердых пород. Примерами раздельнозернистых пород являются пески, гравийно-галечные отложения, искусственные отвалы пород.

В этом классе выделяют *песчаные* и *крупнообломочные* породы.

IV. *Текучие*. В породах этого класса минеральные частицы разобщены водой, т. е. способны различным образом перемещаться вместе с насыщающей их водой. Примерами таких пород являются насыщенные водой пески (пльвуны), насыщенные водой глины или суглинки.

Наибольший объем горных работ приходится на твердые породы, поэтому их изучение представляет основной интерес в механике горных пород.

§ 6. ПЕТРОГРАФИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Свойства пород зависят от их состава и строения. Существуют горные породы из минералов. Известно около 3000 различных минералов, однако в составе горных пород существенную роль играют только немногие более 20 так называемых породообразующих минералов, наиболее распространенных в земной коре. Минеральные составы самой обширной группы пород — магматических (95% всех пород до глубины 16—20 км) — представлены в обобщенном виде на рис. 2 [183].

По минералогическому составу различают *мономинеральные* и *полиминеральные* горные породы. Большинство пород принадлежит ко второму типу. Примерами мономинеральных пород являются песчаник, известняк, мрамор, гипс и др.

Можно выделить несколько важнейших групп породообразующих минералов, оказывающих существенное, и притом различное, влияние на механические свойства пород:

а) кварцевые минералы — кварц, кремень, халцедон и др.;

б) силикатные минералы — полевой шпат, амфибол, пироксен, слюда и др.;

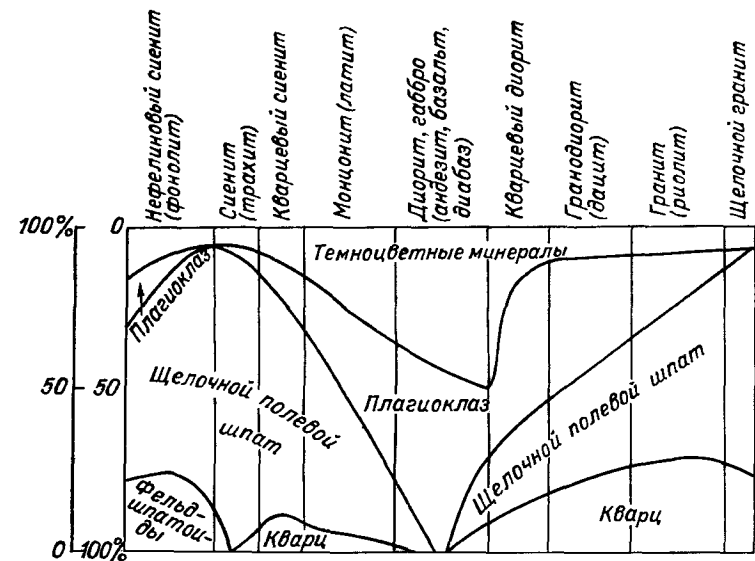


Рис. 2. Обобщенная диаграмма минерального состава магматических горных пород (по Дж. В. Тиррелю).

в) карбонатные и глинистые гидрофильные минералы — кальцит, доломит, каолинит и др.;

г) легкорастворимые минералы — гипс, галит, сильвин и др.

Наивысшей прочностью и упругостью обладают кварцевые породы с кремнистой цементацией (кремнистые песчаники, кварциты). Высокую прочность имеют силикатные породы. Однако с повышением содержания слюдяных минералов показатели прочности снижаются. При наличии в породе глинистых и легкорастворимых минералов прочность и упругость резко уменьшаются.

К строению пород относят размеры, форму, взаимное расположение и способ срастания слагающих их минеральных частиц. Важнейшими признаками строения пород являются их структура и текстура.

Под структурой понимают степень кристаллизации пород (кристаллическое или аморфное их строение), размеры, форму минеральных частиц и характер связей между ними. По степени кристаллизации пород выделяют полнокристаллические, неполнокристаллические, стекловатые, порфиоровые и обломочные структуры.

Полнокристаллическим породам свойственна полная раскристаллизация всех слагающих их минералов. Породы неполнокристаллические состоят частично из кристаллических зерен,

частично из аморфной стекловатой цементирующей массы. Стекловатые породы полностью состоят из стекловатой массы. В породах порфировой структуры в общую стекловатую или кристаллическую массу вкраплены крупные зерна. Породы обломочной структуры состоят из сцементированных обломков первичных пород, из которых они образовались. С увеличением степени раскристаллизации пород обычно их прочность понижается.

По крупности кристаллических зерен различают породы гиганто-, грубо-, крупно-, средне-, мелкозернистой, афанитовой и скрытозернистой (микроструктурной) структур.

Породы гигантозернистой структуры имеют размеры слагающих их кристаллов свыше 100 мм. Примером таких пород являются некоторые слюдяные пегматиты. Крупность кристаллов грубозернистых пород от 10 до 100, крупнозернистых от 5 до 10, среднезернистых от 1 до 5, мелкозернистых до 1 мм. В породах афанитовой структуры зерна различимы лишь в лупу, скрытозернистой — только под микроскопом. По мере уменьшения зернистости, как правило, повышаются плотность, прочность и упругость пород.

Выделяют также породы равномернозернистой структуры, сложенные из кристаллов примерно одинаковых размеров, и неравномернозернистой структуры, в которых размеры слагающих их кристаллов существенно различны.

Свойства пород неполнокристаллической, порфировой и обломочной структур существенно зависят от характера цементации и состава цементирующего (стекловатого) вещества.

Состав цемента (стекла) может быть самым разнообразным: кремнистым, железистым, известковистым, глинистым, мергелистым, гипсовым и т. д. Наибольшей прочностью обладают породы с кремнистой и железистой цементацией, наименьшей — с гипсовой, глинистой.

Другим важнейшим признаком строения пород наряду со структурой является их текстура. Под текстурой (сложением) понимают взаимное расположение структурно однотипных частей породы в занимаемом ими пространстве. Текстура породы может быть упорядоченной и неупорядоченной. С точки зрения механики горных пород важнейшими являются следующие текстуры:

массивная — частицы горной породы плотно прилегают друг к другу, ориентированы произвольно;

пористая — частицы породы прилегают друг к другу неплотно, между ними имеется множество микропустот (пор);

слоистая — частицы пород чередуются, образуя слои и напластования.

Породы упорядоченных текстур обладают обычно анизотропностью свойств, т. е. существенным различием их показа-

телей в направлении (по поверхностям) слоистости, сланцеватости, плоччатости от одноименных показателей в иных направлениях.

Свойства горных пород неупорядоченной текстуры (например, массивно-кристаллических) оказываются сходными во всех направлениях. Такие породы при решении задач механики горных пород можно рассматривать как *квазиизотропные* тела.

Для многих осадочных и метаморфических пород с точки зрения изменения их механических свойств существенное значение имеют слоистость, полосчатость и пластовая отдельность.

Слоистость и полосчатость связаны со сменой минералогического или вещественного состава, причем эта смена может быть резкой или же постепенной.

Пластовая отдельность — это плоскости, по которым одни пласты или слои отделяются от других. При этом сцепление пород по плоскостям пластовой отдельности обычно значительно ниже, чем сцепление внутри пластов или слоев пород. Особенно велика эта разница для слоистых метаморфических пород, которым свойственно расслаивание массивов. В процессах метаморфизма это расслаивание сопровождалось межслоевыми подвижками, которые обусловили дополнительное снижение сцепления и угла трения по поверхностям раздела слоев.

§ 7. ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Число физических свойств горных пород, проявляющихся в их взаимодействии с другими объектами и явлениями материального мира, может быть сколь угодно велико. Однако для практики горного дела представляют интерес лишь те свойства, которые непосредственно связаны с процессами современной горной технологии. В механике горных пород требуется знание в первую очередь механических и плотностных свойств, но вместе с тем могут представлять интерес и некоторые другие свойства, показатели которых достаточно отчетливо коррелируются с напряжениями в породном массиве и потому могут быть использованы для оценки действующих напряжений. Кроме того, некоторые физические характеристики пород могут быть достаточно тесно корреляционно взаимосвязаны с механическими и плотностными показателями свойств горных пород, но при этом более просто определяются на образцах или в массиве.

В качестве основного признака классификации физических свойств пород следует принять *внешние поля, во взаимодействии с которыми проявляются те или иные свойства*. На основе этого признака можно выделить следующие классы физических свойств горных пород: плотностные, механические, тепловые, электромагнитные, радиационные.

Классификация физических свойств горных пород

Класс	Группа	Наименование основных характеристик	Обозначение	Размерность	Наиболее часто применяющаяся единица	Единица в СИ	Коэффициент перехода к СИ
Плотностные	Гравитационные Структурные	Удельный вес Объемный вес Удельная масса Плотность Пористость общая, открытая Коэффициент пористости	γ_0	$L^{-2} MT^{-2}$	гс/см ³	Н/м ³	$0,981 \cdot 10^4$
			γ ρ_0 ρ P, P_0 K_p	$L^{-2} MT^{-2}$ $L^{-3} M$ $L^{-3} M$ — —	гс/см ³ (гс/м ³) г/см ³ г/см ³ %	— — кг/м ³ %	— — 1 1
Механические	Прочностные Деформационные	Предел прочности при одноосном сжатии Предел прочности при одноосном растяжении Сцепление Угол внутреннего трения Модуль упругости Коэффициент поперечных деформаций Модуль сдвига Модуль всестороннего сжатия Модуль деформации	$[\sigma_{сж}]$	$L^{-1} MT^{-2}$	кгс/см ²	Па	$0,981 \cdot 10^5$
			$[\sigma_p]$ $[\tau_0]$ φ E ν G K $M_{деф}$	$L^{-1} MT^{-2}$ $L^{-1} MT^{-2}$ $L^{-1} MT^{-2}$ — — $L^{-1} MT^{-2}$ $L^{-1} MT^{-2}$ $L^{-1} MT^{-2}$ $L^{-1} MT^{-2}$	кгс/см ² кгс/см ² кгс/см ² градус кгс/см ² — кгс/см ² кгс/см ² кгс/см ²	Па Па Па рад Па — Па Па Па	$0,981 \cdot 10^5$ $0,981 \cdot 10^5$ $0,981 \cdot 10^5$ $\pi/180$ $0,981 \cdot 10^5$ 1 $0,981 \cdot 10^5$ $0,981 \cdot 10^5$ $0,981 \cdot 10^5$

Продолжение табл. 1

Класс	Группа	Наименование основных характеристик	Обозначение	Размерность	Наиболее часто применяющаяся единица	Единица в СИ	Коэффициент перехода к СИ		
Механические	Акустические	Скорости распространения волны в массиве (продольной, поперечной, поверхностной) Коэффициент затухания	$v_{P, M}; v_{S, M}; v_{L, M}$	LT^{-1}	см/с	м/с	10^{-2}		
			α_s	L^{-1}	см ⁻¹	м ⁻¹	10^{-2}		
	Реологические Горно-технологические	Параметры ползучести Период релаксации Коэффициент крепости Коэффициент разрыхления Коэффициент трения	α_n, δ	T^{α_n-1}	α_n^{-1}	с ^{α_n-1}	1	1	
			t_0 f	T —	лет —	с —	31,5 · 10 ⁶ 1	1 1	
			K_p	—	—	—	—	1	1
			$f_{тр}$	—	—	—	—	1	1
Тепловые	Свойства состояния	Теплопроводность Температуропроводность Удельная теплоемкость Температурный коэффициент линейного расширения Температура фазовых превращений Удельная теплота плавления	λ	$L MT^{-3} \theta^{-1}$	ккал/(м · ч · °С) М ² /ч	Вт/(м · К) М ² /с	1,163 2,78 · 10 ⁴		
			a	$L^2 T^{-1} \theta^{-1}$	ккал/(кг · °С)	Дж/(кг · К)	4,1868 · 10 ⁵		
			C	θ^{-1}	1/°С	1/К	1		
			α	θ	°С	°К	273,15 + °С		
			$T_{ф}$ L	$L^2 T^{-2}$	ккал/кг	Дж/кг	4,1868 · 10 ⁵		

Класс	Группа	Наименование основных характеристик	Обозначение	Размерность	Наиболее часто применяющаяся единица	Единица в СИ	Коэффициент перехода к СИ			
Электро- магнитные	Электри- ческие Магнитные	Объемное удельное электрическое сопротивление Диэлектрическая проницаемость Тангенс угла диэлектрических потерь Электрическая прочность Магнитная восприимчивость Магнитная проницаемость Остаточная намагниченность Коэрцитивная сила	ρ_v	$L^3MT^{-3}I^{-2}$	Ом·см	Ом·м	10^{-2}			
			ϵ	—	—	—	1			
			$tg \delta$	—	—	—	1			
			$E_{пр}$	$LMT^{-3}I^{-1}$	кВ/см	В/м	10^6			
			κ	—	ед. СГС	ед. СИ	4π			
			μ	—	—	—	1			
			I_r	L^3I	ед. СГС	$A \cdot m^3$	10^{-3}			
			H_c	$L^{-1}I$	А/м	А/м	1			
			Радиационные		Естественная радиоактивность Линейный коэффициент поглощения гамма-излучения Эффективное сечение поглощения нейтронов Эффективное сечение рассеяния нейтронов	A	T^{-1}	1/с	1/с	1
						K	L^{-1}	cm^{-1}	m^{-1}	10^2
Σ_p	L^2	cm^2				m^2	10^{-4}			
Σ_s	L^2	cm^2				m^2	10^{-4}			

В табл. 1 приведена классификация свойств с выделением внутри классов групп. Рекомендуемые символы для обозначения различных физических свойств приняты с учетом их повторяемости и преимущественного соответствия обозначениям, наиболее распространенным в научно-технической литературе. В классификационной таблице приведены единицы в Международной системе (СИ), а также в других системах единиц, и даны коэффициенты перехода к системе СИ.

Рассмотрим подробнее класс плотностных и механических свойств горных пород, поскольку именно с ними связаны расчеты механических процессов, протекающих в толще пород при ведении горных работ.

Плотностные свойства горных пород проявляются в результате действия гравитационного поля Земли. Их в свою очередь можно подразделить на две группы: собственно *гравитационные* и *структурные*. К гравитационным свойствам относят удельный γ_0 и объемный γ вес пород, к структурным — их удельную массу ρ_0 , плотность (объемную массу) ρ , общую Π и открытую пористость Π_0 , коэффициент пористости K_p .

Удельный вес — это вес единицы объема твердой фазы породы, т. е.

$$\gamma_0 = G_T/V_T, \quad (1)$$

где G_T и V_T — вес и объем твердой фазы образца.

Значения удельного веса горных пород в зависимости от удельного веса породообразующих минералов колеблются обычно в пределах 2,5—5,0 гс/см³.

Объемным весом называют отношение веса основных агрегатных фаз породы (твердой, жидкой и газообразной) к объему, занимаемому этими фазами:

$$\gamma = G/V, \quad (2)$$

где G — вес агрегатных фаз породы; V — объем, занимаемый этими фазами.

Объемный вес — это наиболее часто используемая плотностная характеристика горных пород, которая зависит от их состава и структуры. Он *всегда меньше удельного веса* и лишь для весьма плотных пород может приближаться к нему.

Удельная масса — это отношение массы твердой фазы горной породы к объему твердой фазы:

$$\rho_0 = m_T/V_T, \quad (3)$$

где m_T и V_T — масса и объем твердой фазы образца.

Плотность (объемная масса) горной породы определяется как масса единицы ее объема (твердой, жидкой и газообразной фаз, входящих в состав породы), т. е.

$$\rho = m/V, \quad (4)$$

где m — масса агрегатных фаз породы; V — объем, занимаемый этими фазами.

Удельная масса и плотность породы могут быть выражены через ее удельный и объемный вес:

$$\rho_0 = \gamma_0/g; \quad (5)$$

$$\rho = \gamma/g, \quad (6)$$

где g — ускорение свободного падения.

В отличие от удельного и объемного весов плотность является параметром вещества в строгом физическом смысле.

Наибольшую плотность имеют массивно-кристаллические изверженные породы, наименьшую — осадочные и некоторые эффузивные (вулканические туфы, пемзы).

Под *пористостью* горной породы понимают суммарный относительный объем содержащихся в ней пустот (пор). Суммарный относительный объем открытых (сообщающихся) пор характеризует открытую пористость P_o горной породы. Суммарный относительный объем закрытых (замкнутых) пустот называют закрытой или изолированной пористостью $P_{и}$. Пористость, которой определяется движение в породе жидкостей и газов, называют эффективной пористостью $P_{э}$. Общая пористость P определяется совокупностью закрытых и открытых пор. Отношение объема пор к объему минерального скелета называют коэффициентом пористости K_p .

Поры по размеру разделяют на три класса: сверхкапиллярные (более 0,1 мм), капиллярные (0,002—0,1 мм) и субкапиллярные (менее 0,0002 мм).

Обычно пористость выражают в процентах, относя объем пор v к полному объему породы V :

$$P = (v/V) 100 \%. \quad (7)$$

Пористость горных пород изменяется в широких пределах — от долей процента до 90 % и более. Принято различать породы с пористостью низкой (менее 5 %), пониженной (5—10 %), средней (10—15 %), повышенной (15—20 %) и высокой (более 20 %).

Механические свойства характеризуют поведение горных пород в различных механических силовых полях. Их подразделяют на ряд групп: *прочностные*, характеризующие предельное сопротивление пород различного рода нагрузкам; *деформационные*, характеризующие упругую и пластическую деформируемость пород под нагрузками; *акустические*, характеризующие условия передачи породами упругих колебаний; *реологические*, характеризующие деформирование пород во времени при заданных условиях нагружения; *горнотехнологические*, характеризующие реакцию пород на воздействие каких-

либо определенных технологических процессов или инструментов.

Прочностные свойства определяют способность пород сопротивляться разрушению под действием приложенных механических напряжений. Они характеризуются пределами прочности при сжатии и растяжении, сцеплением и углом внутреннего трения.

Пределом прочности $[\sigma]$ называют максимальное значение напряжения, которое выдерживает образец до разрушения:

$$[\sigma] = P/F, \quad (8)$$

где P — разрушающая нагрузка; F — площадь, на которую действует приложенная нагрузка.

Предел прочности при одноосном сжатии образцов горных пород или, короче, *прочность на сжатие* $[\sigma_{сж}]$ — наиболее широко определяемая характеристика прочности пород. Ее высшие значения для горных пород достигают 5000 кгс/см² (наиболее прочные базальты, кварциты), минимальные значения измеряются десятками и даже единицами килограмм-сил на квадратный сантиметр (мергель, гипс, каменная соль в водонасыщенном состоянии). В зависимости от состава и структуры пород даже одного петрографического наименования прочность на сжатие может колебаться в весьма больших пределах. Так, показатель $[\sigma_{сж}]$ для различных базальтов изменяется в диапазоне 300—5000 кгс/см², гранитов — 370—3800 кгс/см². Обычно прочность пород на сжатие тем выше, чем выше их плотность.

Прочность на растяжение $[\sigma_p]$ горных пород значительно ниже их прочности на сжатие. Это одна из наиболее характерных особенностей горных пород, определяющих их поведение в поле механических сил. Горные породы *плохо сопротивляются растягивающим усилиям*, появление которых в тех или иных участках массива пород при разработке служит *критерием опасности обрушений пород и разрушения горных выработок*.

Отношение $[\sigma_p]/[\sigma_{сж}]$ весьма показательно для сравнительной характеристики различных пород и колеблется в пределах $1/5 \div 1/80$, чаще же всего в пределах $1/15 \div 1/40$. Верхний предел $1/5$ соответствует глинистым породам, нижний — наиболее хрупким породам (гранитам, песчаникам и др.).

Прочность на срез (сдвиг) может быть охарактеризована двумя функционально связанными параметрами: сцеплением и углом внутреннего трения породы. Эту функциональную связь выражают уравнением Кулона—Мора:

$$\tau_n = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + [\tau_0], \quad (9)$$

где σ_n — нормальное напряжение при срезе; φ — угол внутреннего трения; $[\tau_0]$ — сцепление.

Сцепление $[\tau_0]$ характеризует предельное сопротивление срезу по площадке, на которой отсутствует нормальное давление, т. е. нет сопротивления срезающим усилиям за счет внутреннего трения. *Угол внутреннего трения* φ или *коэффициент внутреннего трения* $\operatorname{tg} \varphi$ характеризует интенсивность роста срезающих напряжений с возрастанием нормальных напряжений, т. е. представляет собой коэффициент пропорциональности между приращениями касательных $d\tau_n$ и нормальных $d\sigma_n$ напряжений при срезе:

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{\tau_{n_2} - \tau_{n_1}}{\sigma_{n_2} - \sigma_{n_1}} = \frac{d\tau_n}{d\sigma_n}. \quad (10)$$

Значение сцепления горных пород меняется в пределах от десятых долей (глины, мергели, слабо цементированные песчаники и др.) до сотен килограмм-сил на квадратный сантиметр (прочные песчаники и массивно-кристаллические породы), угол внутреннего трения — от 10—15 для некоторых глин до 35—60° для прочных массивно-кристаллических и метаморфических пород (граниты, сиениты, кварциты и др.).

Упругие свойства горных пород характеризуются модулем упругости E при одноосном напряженном состоянии (модулем продольной упругости или иначе модулем Юнга), модулем сдвига G , модулем объемной упругости K и коэффициентом поперечных деформаций ν (коэффициентом Пуассона).

Модуль упругости E представляет собой отношение нормального напряжения σ_n к относительной линейной деформации образца $\epsilon_l = \Delta l / l$ в направлении действия приложенной нагрузки:

$$E = \sigma_n / \epsilon_l. \quad (11)$$

Модуль сдвига G — отношение касательного напряжения τ к относительному сдвигу Θ :

$$G = \tau / \Theta. \quad (12)$$

Относительный сдвиг Θ именуют иногда угловой деформацией. Он характеризует изменение формы деформируемого тела и выражается зависимостью

$$\Theta = \frac{\pi/2 - \alpha}{\pi/2}, \quad (13)$$

где α — угол наклона каждого прямоугольного элемента тела после деформирования.

Модуль объемной упругости K , или модуль всестороннего сжатия, равен отношению равномерного всестороннего напряжения к относительному упругому изменению объема образца:

$$K = \sigma_v / \Delta V / V, \quad (14)$$

где $\Delta V / V$ — относительное изменение объема.

Коэффициент поперечных деформаций ν , или коэффициент Пуассона, является мерой пропорциональности между относительными деформациями в направлении, перпендикулярном к вектору приложенной нагрузки и параллельном ему:

$$\nu = \frac{\Delta d / d}{\Delta l / l} = \epsilon_d / \epsilon_l. \quad (15)$$

Перечисленные характеристики упругих свойств пород функционально связаны между собой следующими соотношениями:

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)}; \quad (16)$$

$$K = \frac{E}{3(1 - 2\nu)}. \quad (17)$$

Таким образом, зная две из этих характеристик, можно расчетным путем определить значения двух других. Обычно экспериментально определяют на образцах пород характеристики E и ν .

Модули упругости различных пород изменяются в пределах $(1 \div 3) \cdot 10^4$ — $(1 \div 3) \cdot 10^6$ кгс/см². Наиболее низкие модули упругости имеют пористые туфы, слабые глинистые сланцы, галит, гнейсы, филлиты. Наиболее высоки модули упругости базальтов, диабазов, пироксенитов, дунитов, монтичеллита. С ростом плотности пород модули их упругости, как правило, возрастают. Модули упругости слоистых пород в направлении слоистости выше, чем перпендикулярно к слоистости.

Коэффициенты поперечных деформаций ν горных пород теоретически могут изменяться в пределах от 0 до 0,5. Для большинства пород они колеблются в интервале значений от 0,15 до 0,35. Минимальные значения ν имеют некоторые биотитовые и известковые сланцы, опал, филлиты, гнейсы (0,01—0,08), максимальные — некоторые дуниты, амфиболиты (0,40—0,46).

Показатели некоторых из рассмотренных физических свойств для углей, руд и пород важнейших месторождений полезных ископаемых приведены в табл. 2.

Упругое деформирование представляет собой частный случай поведения пород до некоторого значения напряжений, называемого *пределом упругости*, когда деформации носят чисто упругий характер и исчезают после снятия нагрузки. За пределом упругости происходит пластическое деформирование

Физические свойства углей, руд и пород основных месторождений полезных ископаемых [9, 36, 53, 60, 72, 112, 137]

Руды и породы	Плотность, г/см ³	Пористость, %	Модуль упругости, E·10 ⁻³ кгс/см ²	Коэффициент поперечных деформаций ν	Предел прочности, кгс/см ²	
					при сжатии [σ _{сж}]	при растяжении [σ _р]
Угольные месторождения						
Донецкий угольный бассейн						
Алевролиты	2,58—2,89	4,0—20,0	1,5—8,2	0,16—0,34	250—2125	50—180
Песчаники	2,53—2,80	4,0—30,0	3,0—8,0	0,13—0,50	800—3100	100—400
Сланцы глинистые	2,58—2,82	—	1,6—4,5	0,15—0,27	560—1500	10—170
Аргиллиты	2,45—2,83	5,0—30,0	0,6—1,4	0,20—0,25	70—700	10—70
Кузнецкий угольный бассейн						
Уголь	1,2—2,0	—	0,20—2,5	0,14—0,30	130—220	5—22
Алевролиты	2,40—2,60	—	3—7	0,18—0,28	400—770	60—135
Аргиллиты	2,25—2,60	—	4,5—5,5	0,27—0,30	105—800	45—70
Песчаники	2,33—2,74	—	3—7	0,19—0,16	900—1200	40—100
Печорский угольный бассейн						
Уголь	1,3	—	0,25—0,52	0,22—0,44	120—230	5—20
Алевролиты	2,52—2,84	—	1,3—3,2	0,22—0,27	500—900	40—130
Аргиллиты	2,45—2,60	—	1,1—2,0	0,21—0,24	400—950	35—65
Песчаники	2,53—2,80	—	0,70—6,0	0,19—0,30	290—1500	45—160
Месторождения железных руд						
Криворожский бассейн						
Кварциты железистые	3,10—3,30	2—24	5,8—19,0*	0,12—0,37	850—4000	175—950
Кварциты маргитовые	3,37—4,46	0,5—24	7,0—17,0	0,18—0,29	960—4900	—
			3,7—19,0	0,13—0,30	100—3700	10—615
Кварциты слюдяные тремолитовые	2,30—2,50	2—10	3,5—11,0	0,20—0,41	120—3100	—
			0,7—1,0	0,15—0,18	300—800	—
Амфиболиты	2,60—3,10	6—8	2,5—5,5	0,20—0,29	300—1200	100
Гнейсы амфиболо-бнотитовые	2,40—2,90	1—20	0,8—2,0	0,21—0,26	500—900	—
Сланцы слюдяно-хлоритовые	2,70—3,10	1—14	3,6—7,5	0,13—0,37	600—1400	110—255
			4,6—11,0	0,13—0,47	350—1400	—
Соколовско-Сарбайское месторождение						
Руда магнетитовая	3,87—3,93	2—3	4,2—7,0	0,36—0,47	870—2740	100—230
Руда магнетитовая бедная	2,91—3,41	0,7—5,0	6,8—9,10	0,27—0,41	1490—2140	210—220
			5,3—6,8	0,18—0,24	2000—2700	200—260
Диорит-порфирит	2,56—2,61	1—3	5,5—6,1	0,30—0,31	1500—1900	200—225
Скарны	2,63—3,28	0,3—6	4,0—12,0	0,21—0,41	940—2700	120—270
Туфы	2,65—2,68	1,0—2,6	4,7—5,8	0,16—0,30	1600—1950	180—210
Курская магнитная аномалия						
Кварциты железистые	3,40—3,60	—	8,6—12,0	0,23—0,33	2000—3400	—
Кварциты маргитовые	3,06—3,40	—	1,8	—	—	—
Кварциты безрудные	2,57—2,65	—	—	0,27	3600	—

* В числителе результаты испытаний перпендикулярно к слоистости; в знаменателе — параллельно слоистости пород.

Руды и породы	Плотность, г/см ³	Пористость, %	Модуль упругости, E · 10 ⁻⁴ кгс/см ²	Коэффициент поперечных деформаций ν	Предел прочности, кгс/см ²	
					при сжатии [$\sigma_{сж}$]	при растяжении [$\sigma_{р}$]

Месторождения Урала

Железняк магнитный	4,0	—	—	—	640—1250	85—230
Вкрапленный магнетитовый	3,4—3,5	8,0—23	—	—	830—2260	170—500
Сленгт	2,60—3,0	2—3,0	—	—	430—1150	140—510
Скарн безрудный	3,3	9—21	1,4—2,2	0,21—0,32	900—2130	180—270
Известняк	2,60—2,70	2,4—8,5	—	0,16—0,25	235—850	38—210
Сланцы	2,67—2,80	—	2,8—4,7	—	220—540	20—55
Диориты	2,78—3,03	0,96—1,62	10,6	0,1	1800—3100	290

Месторождения цветных металлов

Джезказганское месторождение медистых песчаников

Песчаник с богатым орудением	2,64—3,20	1,5—3,0	5,5—8,2	0,18—0,22	1680—2300	196
Песчаник красный	2,65—2,70	1,5—2,0	3,9—6,7	0,23—0,28	900—1440	28—41
Песчаник серый	2,60—2,70	2,0	6,0—7,0	0,17—0,24	500—975	51—116

Ачисайское месторождение свинца и цинка

Известняк оруденелые (руды свинца)	2,73—4,19	—	7,0	—	—	—
Глины оруденелые (руды цинка)	2,50—3,29	—	5,5	—	—	—
Доломиты	2,76—2,82	4,0—4,5	4,84—6,81	0,22—0,36	730—880	—
Известняки безрудные	2,66—2,68	3,6—4,3	6,39—7,29	0,20—0,25	850—1050	—

Тырныаузское месторождение молибдена

Скарн сульфидный	5,1	—	17,2	—	—	—
Скарны (роговиковые, известняковые, пиритовые)	3,04—3,60	1,0—5,1	5,3—16,4	0,12	2000—3000	80—165
Роговики	2,66—2,76	3—4	3,0—12	—	1500—2000	75—135

Медно-никелевые месторождения Норильска

Руды сульфидные	4,0—4,30	—	3,8—9,2	0,26—0,34	345—830	—
Габбро-диабазы	2,88—3,08	1,0—6,0	7,6—11,0	0,26—0,29	500—1850	70—290
Базальты	2,76—2,81	1,0—4,0	3,0—7,0	0,23—0,26	1580—2280	160—210
Песчаники	2,65—2,70	3,0—4,0	5,8—9,0	0,22—0,28	675—2610	60—270
Руды халькопиритовые	4,0—4,30	—	—	0,31	1000	75

Месторождения горно-химического сырья

Фосфориты месторождения Карагау

Фосфориты	2,70—2,90	—	—	—	960—1780	75—130
Сланцы глинисто-кремнистые	2,54—2,91	0,5—2,0	—	—	675—1470	95—140
Доломиты	2,80—2,90	0,5—2,0	—	—	580—1860	45—165
Кремни	2,7—2,9	—	—	—	2150—2860	205—325

Апатито-нефелиновые месторождения

Апатито-нефелиновые руды а) пятнистые	2,9—3,3	—	2—10	0,17—0,40	500—1600	10—50
б) линзовидно-полосчатые	2,7—3,2	—	2—9	0,15—0,37	800—2200	20—100
Рисорриты	2,5—2,8	—	4—8	0,20—0,33	1300—2300	50—130
Ийолит-уртиты	2,65—3,05	1,0—3,0	4—10	0,11—0,39	1000—2400	40—160

с образованием необратимых остаточных деформаций. Для характеристики этого процесса применяют более общий показатель — *модуль деформации*, представляющий собой отношение приращений напряжений к соответствующему приращению вызываемых ими деформаций:

$$M = d\sigma/d\varepsilon. \quad (18)$$

Пластические свойства могут быть также охарактеризованы *коэффициентом пластичности*, для вычисления которого предложено несколько подходов.

Один из них, получивший широкое признание, заключается в определении коэффициента пластичности как отношения полной деформации до предела прочности материала к упругой деформации, т. е. до предела упругости:

$$P = E_{\pi}/E_y, \quad (19)$$

где E_{π} — полная деформация, соответствующая моменту разрушения материала; E_y — упругая деформация.

Известен также подход к определению коэффициента пластичности исходя из соотношения значений реальной работы, затрачиваемой на разрушение какого-либо объема породы (определяется как площадь диаграммы деформирования), и необходимой работы на разрушение этого же объема породы, но в предположении ее идеальной упругости. Альтернативным показателем по отношению к коэффициенту пластичности является «*коэффициент хрупкости*», отражающий способность горных пород разрушаться без проявления необратимых (остаточных) деформаций. Он может быть приближенно охарактеризован, как уже упоминалось, соотношением $[\sigma_p]/[\sigma_{сж}]$ или по формуле

$$K_{хр} = W_y/W_p, \quad (20)$$

где W_y — работа, затраченная на деформирование породы до предела упругости; W_p — общая работа на разрушение.

Значения $K_{хр}$ для различных пород изменяются в весьма широких пределах: для известняка и мрамора, например, $K_{хр} = 0,06 \div 0,07$, для ийолит-уртита $K_{хр} = 0,54$.

Проявление хрупкости горных пород существенно зависит от режима приложения нагрузок. Динамические, ударные нагрузки приводят породы к хрупкому разрушению, тогда как длительное приложение даже сравнительно небольших нагрузок может вызывать пластические деформации.

Акустические свойства определяют условия распространения в горных породах упругих колебаний. Они характеризуются скоростью распространения упругих волн v и коэффициентом затухания α .

Среди различного вида упругих колебаний в твердых телах наибольший интерес представляют продольные, поперечные и

поверхностные (релеевские) волны. В продольных волнах направление колебаний частиц породы совпадает с направлением распространения волны; в поперечных направление колебаний частиц перпендикулярно к направлению распространения волны. Поверхностные волны — это колебания поверхности среды (поверхности образца горной породы).

Соотношение между скоростями продольных v_p , поперечных v_s и поверхностных v_R упругих волн характеризуется следующим неравенством:

$$v_p > v_s > v_R. \quad (21)$$

Скорости распространения упругих волн определяются плотностью, характеризующей смещаемую массу, и показателями упругости среды, связывающими возвращающие силы со смещениями колеблющихся частиц. Теоретические взаимосвязи этих скоростей с деформационными характеристиками и плотностью среды имеют следующие выражения:

$$v_{p_m} = \sqrt{E/\rho \cdot \frac{1-\nu}{(1+\nu)(1-2\nu)}}; \quad (22)$$

$$v_{p_c} = \sqrt{E/\rho}; \quad (23)$$

$$v_s = \sqrt{G/\rho} = \sqrt{E/\rho \cdot 1/2(1+\nu)}; \quad (24)$$

$$v_R = K_v v_s, \quad (25)$$

где v_{p_m} — скорость продольной волны в неограниченной среде; v_{p_c} — скорость продольной волны в стержне; K_v — безразмерный коэффициент, зависящий от коэффициента поперечных деформаций (при $\nu = 0,25$ $K_v = 0,9194$; при $\nu = 0,5$ $K_v = 0,9553$).

Произведение плотности породы на скорость соответствующей волны называют *акустическим сопротивлением или акустической жесткостью*:

$$Q = \rho v. \quad (26)$$

Оно характеризует влияние свойств среды на интенсивность (частоту) колебаний в этой среде I , которая, кроме того, определяется еще параметрами возбудителя колебаний.

Поскольку горные породы не являются идеально упругими твердыми телами, в них происходит ослабление возбуждаемых упругих волн вследствие поглощения энергии колебаний в среде из-за трения, теплопроводности и других эффектов. Это ослабление, или затухание, подчиняется экспоненциальному закону и описывается следующими выражениями:

$$\text{по амплитуде } A_x = A_0 e^{-\alpha_s x}; \quad (27)$$

$$\text{по интенсивности (частоте) } I_x = I_0 e^{-2\alpha_s x}, \quad (28)$$

где A_0 и I_0 — начальные амплитуда и интенсивность колебаний; A_x и I_x — амплитуда и интенсивность колебаний после прохождения волны в среде расстояния x ; α_s — амплитудный коэффициент затухания.

Скорость продольных упругих волн является наиболее употребительной характеристикой. Ее значение для различных изверженных пород варьирует, как правило, в пределах 3,5—7,0 км/с, но иногда достигает 8,5 км/с. В осадочных породах она обычно ниже, составляет 1,5—4,5 км/с, и лишь в плотных известняках достигает 6—7 км/с. В неконсолидированных осадочных и рыхлых обломочных толщах она еще ниже (0,1—2,0 км/с).

С ростом сжимающих нагрузок скорости упругих волн в горных породах, как правило, возрастают.

Реологические свойства характеризуют изменение (рост) во времени деформаций в горных породах при постоянном напряжении (явление *ползучести*) либо ослабление (уменьшение) напряжений при постоянной деформации (явление *релаксации*). Ползучесть и релаксация связаны с переходом упругих деформаций в пластические, остаточные, но если пластичность пород характеризует их поведение при напряжениях, превышающих предел упругости, то ползучесть, представляющая собой медленное нарастание пластических деформаций, проявляется и при напряжениях, меньших предела упругости, но при достаточно длительном воздействии нагрузок. Явление, обратное ползучести, называют релаксацией напряжений. При релаксации упругие деформации в породе с течением времени постепенно переходят в пластические, но общая деформация во времени не изменяется. При этом происходит падение напряжений.

Подобные процессы вообще характерны для реальных твердых материалов, они являются предметом изучения специальной научной дисциплины — реологии (от греческого «рео» — течь) и имеют глубокую физико-химическую природу. Весьма существенную роль в проявлении необратимых деформаций играют дефекты структуры материалов. Поэтому реологические процессы в принципе можно рассматривать как перемещение дефектов под воздействием внешних нагрузок. Однако исключительная сложность определения молекулярных констант и разнообразие микроструктур реальных твердых тел не позволяют в настоящее время применять уравнение связи между напряжениями и деформациями тел на микроскопическом уровне. Вследствие этого изучение деформируемости твердых тел во времени, в том числе и горных пород, проводят на макроскопическом (феноменологическом) уровне, выражая взаимосвязи напряжений и деформаций в формализованных (т. е. не учитывающих реального механизма протекающих явлений) уравнениях механики сплошных сред.

Весьма характерной чертой реологических процессов, в частности ползучести, является зависимость деформации, наблюдаемой в данный момент времени, от характера всего процесса нагружения материала, или, другими словами, от всей предыдущей истории его деформирования. Это свойство реальных материалов называют *наследственностью*.

Особенностью большинства горных пород, как показывают эксперименты, является практически *линейная зависимость между приращениями деформаций и приращениями напряжений в любой момент времени*, т. е. проявление линейной ползучести. Это позволяет применять для описания деформирования горных пород во времени теорию деформирования линейных наследственных сред. При этом полная деформация в любой момент времени складывается из двух составляющих: упругой деформации в момент приложения нагрузки и собственно деформации ползучести. Математически это выражается в следующем виде [184]:

$$\varepsilon(t) = 1/E \left[\sigma(t) + \int_0^t L(t, \tau) \sigma(\tau) d\tau \right]. \quad (29)$$

В этом уравнении функция $L(t, \tau)$ выражает свойства наследственности горной породы.

Наследственные свойства осадочных горных пород удовлетворительно описываются степенной функцией вида [106]:

$$L(t, \tau) = \delta (t - \tau)^{-\alpha_n}, \quad (30)$$

где δ и α_n — постоянные.

Реологические характеристики δ и α_n представляют собой параметры, физический смысл которых в настоящее время не установлен. При этом α_n — величина безразмерная, а δ имеет размерность «время в степени $\alpha_n - 1$ ».

В табл. 3 приведены численные значения параметров α_n и δ для осадочных пород некоторых месторождений СССР, полученные по результатам испытаний образцов в режимах поперечного изгиба и одноосного сжатия [106].

Деформирование во времени может быть также математически описано путем абстрактного схематического представления горных пород в виде некоторых моделей из элементарных структурных единиц, причем каждая из этих единиц представляет собой упругий, пластичный или вязкий элемент.

Изображения упругих, вязких и пластических элементов при построении реологических моделей горных пород представлены на рис. 3.

Деформирование горных пород может быть отражено посредством соответствующего сочетания указанных элементов. При этом достаточное соответствие реальному закону деформи-

Таблица 3

Параметры ползучести горных пород некоторых месторождений

Горная порода	Модуль упругости $E \cdot 10^{-8}$, кгс/см ²	При поперечном изгибе		При одноосном сжатии	
		α_{II}	δ , с $1-\alpha_{II}$	α_{II}	δ , с $1-\alpha_{II}$
Донецкий бассейн					
Песчаник	2,95	0,670	0,0021	0,717	0,0013
Алевролит	0,62	0,726	0,0094	0,715	0,0105
Аргиллит	1,34	0,710	0,0080	0,721	0,0044
Известняк	3,19	0,701	0,0018	—	—
Карагандинский бассейн					
Мелкозернистый песчаник	3,13	0,700	0,0012	0,726	0,0021
Среднезернистый песчаник	1,19	0,746	0,0058	0,769	0,0059
Алевролит	0,74	0,751	0,0064	0,756	0,0054
Алевритистый аргиллит	1,77	0,737	0,0037	—	—
Уголь	1,40	0,679	0,0036	0,688	0,0036
	1,52	0,691	0,0068	—	—
	0,47	0,727	0,0036	—	—
Кузнецкий бассейн					
Крупнозернистый алевролит	1,21	0,651	0,0024	0,667	0,0025
Среднезернистый алевролит	2,35	0,705	0,0037	0,700	0,0034
Мелкозернистый слоистый алевролит	1,28	0,679	0,0034	0,657	0,0020
Среднезернистый полимиктовый песчаник	1,26	0,708	0,0030	0,673	0,0023
Аргиллит	1,49	0,696	0,0074	0,671	0,0038
	1,36	0,681	0,0054	0,669	0,0035

рования достигается уже при использовании трехкомпонентных схем (рис. 3, г, д), закон деформирования которых имеет вид

$$\frac{E_1 E_2}{E_1 + E_2} \varepsilon + E \frac{\eta}{E_1 + E_2} \cdot \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{\eta}{E_1 + E_2} \cdot \frac{d\sigma}{dt} + \sigma, \quad (31)$$

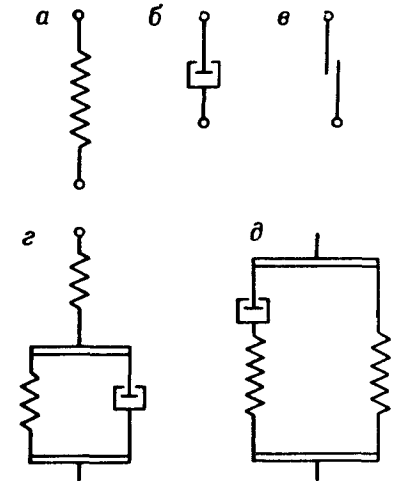
где E_1 и E_2 — соответствующие модули упругости упругих элементов.

Таким образом, для описания деформирования горных пород во времени с помощью структурных реологических моделей необходимо знать модули упругости и коэффициенты вязкости входящих в них элементов.

Обычно вид структурной модели и параметры ее элементов устанавливают по данным специальных экспериментов, получая семейство кривых ползучести породы, соответствующих

Рис. 3. Простейшие реологические модели горных пород.

а — упругая модель (тело Гука); б — вязкая модель (тело Ньютона); в — модель пластичного тела; г и д — модели упруго-вязких тел.



различным уровням действующих напряжений. Вследствие сложности и трудоемкости таких экспериментов этот путь определения реологических свойств пород используют редко. Однако в будущем, по мере развития техники и методики эксперимента, он, вероятно, получит более широкое применение благодаря наглядности и определенности физического смысла основных параметров E_i и η_i .

В качестве характеристики реологических свойств пород используют также *период релаксации* — время, в течение которого напряжение убывает в e раз ($e=2,72$ — основание натуральных логарифмов). Период релаксации зависит от начального уровня напряжений и степени вязкости пород. Для прочных горных пород значения периода релаксации очень велики, оцениваются в сотни тысяч лет и даже более.

Прочность и упругость пород при длительном воздействии достаточно больших нагрузок понижаются, асимптотически приближаясь к некоторым предельным значениям — *пределу длительной прочности* σ_∞ и *предельному модулю длительной упругости* E_∞ . Для большинства пород $\sigma_\infty = (0,7 \div 0,8)[\sigma]$, $E_\infty = (0,65 \div 0,95)E$.

Как следует из определения класса горнотехнологических свойств, число характеристик здесь может быть сколь угодно велико. В соответствии с этим остановимся лишь на тех из них, которые находят наиболее широкое применение в механике горных пород.

К их числу прежде всего следует отнести комплексный показатель свойств пород — *коэффициент крепости* $f_{кр}$, введенный проф. М. М. Протодьяконовым для характеристики сопротивляемости пород механическим воздействиям [113]. При этом

была разработана шкала, в соответствии с которой все горные породы подразделены на 10 категорий. К первой из них отнесены породы с высшей степенью крепости ($f_{кр}=20$), к десятой — наиболее слабые плавучие породы ($f_{кр}=0,3$). Таким образом, пределы изменения коэффициента крепости — от 0,3 до 20.

Другой, также общеупотребительной характеристикой является коэффициент разрыхления K_p , представляющий собой отношение объема V_p породы после ее разрыхления при обрушении или добычи к объему V_m в массиве, т. е. до разрыхления:

$$K_p = V_p / V_m. \quad (32)$$

Наименьшую разрыхляемость при прочих равных условиях имеют песчаные и глинистые породы ($K_p=1,15 \div 1,20$), наибольшую — хрупкие скальные породы ($K_p=1,30 \div 1,40$).

С течением времени разрыхленные породы уплотняются, однако и после уплотнения они не достигают первоначальной плотности в массиве, имевшей место до разрыхления. Минимальные значения коэффициента разрыхления пород после их уплотнения $K_p=1,01 \div 1,15$.

Одной из существенных характеристик разрыхленных горных пород является также коэффициент трения f_0 , который в отличие от коэффициента внутреннего трения $f_{гф}$ характеризует условие перемещения отдельных блоков пород друг относительно друга, после того как нарушается сплошность массива. Значения коэффициентов трения колеблются в очень широких пределах, зависят от большого числа факторов, в частности от состава, строения, степени твердости пород, шероховатости трущихся поверхностей и составляют преимущественно 0,11—0,36. При больших давлениях могут иметь место пластические деформации и разрушения отдельных выступов на соприкасающихся поверхностях. Указанные сложности в определении влияния каждого фактора на характеристики перемещения пород побудили проф. В. В. Ржевского ввести в рассмотрение единый экспериментально определяемый коэффициент зацепления [121]. Он представляет собой отношение суммы сил трения, сцепления и механического зацепления, развиваемых в определенное время по конкретной поверхности соприкосновения частей массива горных пород, к площади этой поверхности.

В настоящее время разработаны принципы комплексного определения физических свойств пород и создана методика, позволяющая проводить экспериментальное определение свойств с минимальной трудоемкостью и на пробах минимальных размеров.

При этом последовательность определения различных свойств назначается с таким расчетом, чтобы первоначально вести определения, не требующие разрушения образцов пород

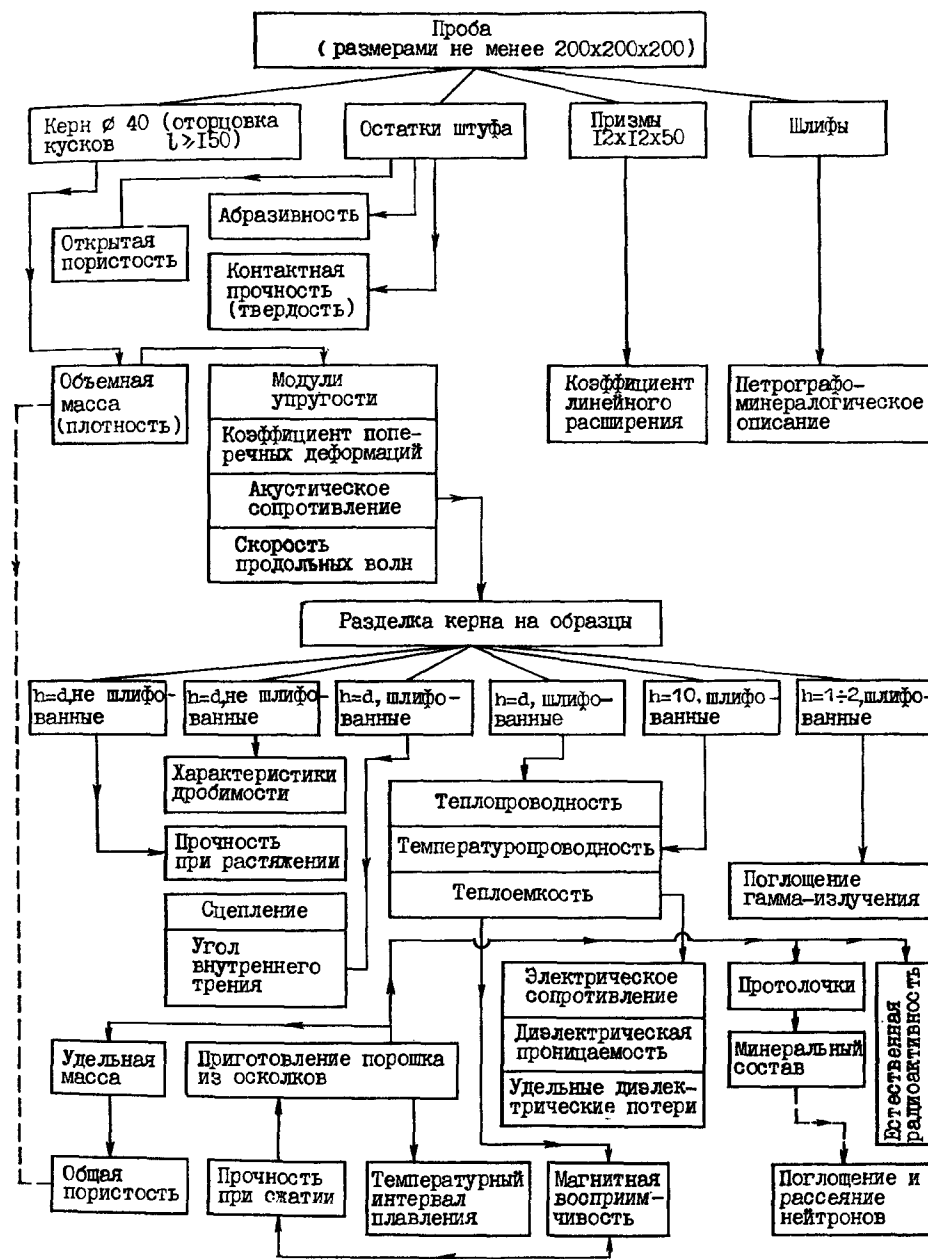


Рис. 4. Схема рациональной последовательности определения физических свойств горных пород.

и не вносящие в них каких-либо необратимых изменений. Затем определяются свойства, требующие разрушения испытуемых образцов.

Общая схема рациональной последовательности определения физических свойств горных пород приведена на рис. 4. Для комплексных определений приняты цилиндрические образцы диаметром 40—43 мм. Результаты испытаний таких образцов представительны для твердых и вязных пород большинства рудных и угольных месторождений, за исключением пород гиганто-, грубо- и крупнозернистой структуры. Для последних испытания необходимо проводить на более крупных образцах.

§ 8. СТРУКТУРНЫЕ НЕОДНОРОДНОСТИ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ

Характерным свойством горных пород является высокая степень их неоднородности, которая обусловлена в первую очередь отмеченными выше различиями состава и строения пород. Более высокая степень неоднородности наблюдается в массивах, сложенных различными горными породами. Кроме того, в массивах пород часто встречаются геологические нарушения и повсеместно развита естественная трещиноватость. Наконец, в окрестности горных выработок массив интенсивно расчленяется искусственными (технологическими) трещинами, появление которых связано с технологическими процессами ведения горных работ, например, со взрыванием и т. д.

В результате расчленения поверхностями указанных видов структурных неоднородностей массивы горных пород имеют ярко выраженную блочную структуру, причем размеры отдельных структурных блоков обычно существенно различаются между собой и определяются расстояниями между соседними поверхностями структурных неоднородностей.

В существующих инженерно-геологических и горных классификациях, исходя из размеров образуемых структурных блоков, выделяют несколько порядков (классов) структурных неоднородностей [119].

К неоднородностям нулевого порядка относят крупные тектонические разрывы, связанные с региональными полями тектонических напряжений, разбивающие массивы пород на блоки с линейными размерами свыше 10 км.

Неоднородности первого порядка обусловлены наличием в массиве различных по составу, структуре и текстуре пород, крупных геологических нарушений, тектонических разрывов и т. д. Эти неоднородности расчленяют массив на блоки размерами от сотен метров до километров.

Более мелкие блоки размерами от десятков сантиметров до десятков метров связаны с неоднородностями второго порядка.

К этому классу относят неоднородности структуры и состава пород в пределах одной пачки, слоя, а также естественную трещиноватость.

Роль естественных трещин в изменении механической характеристики массива горных пород отмечал еще М. М. Протодьяконов [113]: «Горные породы в массе своей отнюдь не представляют собой сплошных упругих тел. Множество трещин, от микроскопических до грандиозных, разбивают всю толщу на отдельные куски, и даже там, где связь остается, она в значительной мере слабее, чем внутри самих кусков».

Учитывая это, рассмотрим данный вид структурных неоднородностей более подробно. Трещинами называют разрывы в горных породах, перемещения по которым совершенно отсутствуют или очень незначительны. Совокупность трещин, расчленяющих тот или иной участок земной коры, называют трещиноватостью.

По степени проявления различают следующие три группы трещин: открытые, закрытые и скрытые. Открытые трещины имеют четко видимую полость, часто заполненную вторичными и гидротермальными минералами. Закрытые трещины характеризуются столь сближенными стенками, что хотя сам разрыв по ним хорошо прослеживается, полость по разрыву незаметна. Скрытые трещины, к которым, в частности, относится кливаж углей, визуально не видны, так как они очень тонки, но их можно обнаружить при разбивании или дроблении горных пород.

Естественные трещины обычно образуют в массиве *системы* или *ряды*. Трещины одной системы имеют параллельные или близкие к параллельным направления, но не могут пересекаться друг с другом. Если же трещины пересекаются даже под очень острым углом, то они должны быть отнесены к различным системам.

Часто встречаются две или три системы трещин, пересекающихся друг с другом под углами, близкими к прямым. При этом изменение в ориентировке одной из систем сопровождается соответствующим изменением другой. Такие взаимосвязанные системы трещин называются *сопряженными системами*.

Обычно в массиве горных пород можно выделить не менее трех систем трещиноватости. В ряде случаев число систем достигает пяти-шести и более.

Детальный анализ развития трещиноватости массивов горных пород различных месторождений показывает, что по линейным размерам трещин и сцеплению пород на их контактах выделяются три группы трещиноватости: *крупноблоковая*, *мелкоблоковая* и *микротрещиноватость*. Последняя группа принад-

лежит к неоднородностям следующих, более мелких третьего и четвертого порядков.

Трещины крупноблоковой трещиноватости имеют протяженность, исчисляемую десятками и даже сотнями метров. Протяженность отдельных трещин мелкоблоковой трещиноватости исчисляется метрами и дециметрами. Микротрещины невооруженным глазом не прослеживаются, но отчетливо видны в шлифах и аншлифах пород при их просмотре под бинокулярной лупой с восьмикратным увеличением или под микроскопом.

Различные массивы пород в разной степени расчленены трещинами. Среднее число параллельных трещин (отклонение элементов залегания $\pm 10^\circ$ от среднего по азимуту и по углу падения), приходящегося на единицу расстояния (в направлении, перпендикулярном к трещинам), часто называют *густотой* или *плотностью трещин*. Это же число $n=1/l$ называют также линейным модулем трещиноватости соответствующей системы трещин. Линейный модуль является критерием сравнительной оценки степени выраженности в массиве трещин той или иной системы.

Сравнительная оценка развития общей трещиноватости различных массивов или разных участков некоторого массива может быть выражена [21] *объемным модулем трещиноватости* W , представляющим собой безразмерное отношение единичного объема массива 1 м^3 к среднему объему V структурного блока:

$$W = 1/V. \quad (33)$$

Другим критерием для сравнительной оценки трещиноватости массивов горных пород может явиться акустический показатель трещиноватости A_i , определяемый по формуле

$$A_i = (v_2/v_1)^2, \quad (34)$$

где v_1 и v_2 — скорость упругих колебаний в монолитном образце породы и в трещиноватом массиве.

В зависимости от степени развития трещиноватости массивов этот показатель может принимать значения от 0,9—1,0 для практически монолитных нетрещиноватых пород до 0,0—0,1 для весьма трещиноватых мелкоблочных пород [122].

К неоднородностям третьего порядка кроме уже упоминавшейся микротрещиноватости относятся также контакты между отдельными минеральными образованиями, зернами и кристаллами. При этом размеры блоков, образуемых неоднородностями данного типа, варьируют в пределах от единиц до десятков сантиметров.

Наконец, поскольку горные породы в большинстве представляют собой многокомпонентные поликристаллические агрегаты, выделяют четвертый порядок неоднородностей, связанных со структурными нарушениями межкристаллических областей, а также с дефектами структуры в решетке породобразующих минералов. Размеры структурных элементов в этом

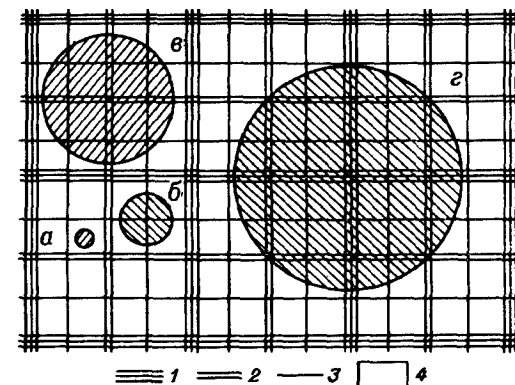


Рис. 5. Структурная схема массива горных пород.
а—г — деформирующиеся объекты различных линейных размеров.
1—4 — неоднородности соответственно первого — четвертого порядков.

случае колеблются от долей миллиметра до нескольких сантиметров.

При этом необходимо подчеркнуть, что у выделяемых порядков структурных неоднородностей в пределах одного массива горных пород, как правило, наблюдается довольно четкое соответствие в пространственной ориентации. Кроме того, экспериментальные исследования показывают [152, 59], что между геометрическими и механическими характеристиками структурных неоднородностей массива также существует определенная связь: крупным, но более редким поверхностям неоднородностей соответствуют, как правило, более низкие значения прочностных характеристик.

Изложенное позволяет представить схему строения массива горных пород с учетом структурных неоднородностей различных порядков в виде некоторой пространственной конструкции, состоящей из плотно прилегающих друг к другу блоков с различной степенью связи между ними (рис. 5).

Естественно, что влияние неоднородностей различных порядков на деформирование и разрушение каких-либо конкретных объектов далеко не равнозначно. Например, неоднородности нулевого и первого порядков на устойчивость горных выработок практически не влияют, поскольку размеры структурных блоков, образуемых неоднородностями этих классов, больше размеров выработок во много раз. В то же время неоднородности второго порядка, в частности естественная трещиноватость, оказывают на устойчивость выработок весьма существенное влияние, обуславливая вывалы пород из стенок и кровли выработок.

Степень влияния того или иного порядка неоднородностей определяется соотношением размеров соответствующих структурных блоков и геометрических параметров деформирующихся объектов. При этом механизм деформирования массива пород блочной структуры заключается в деформировании самих блоков и, кроме того, в их взаимном скольжении и вращении. Последние могут проявляться, если масштаб деформируемого объекта соизмерим с размерами блоков, образуемых структурными неоднородностями того или иного порядка, и они принимают участие в деформировании.

На рис. 5 деформации объекта *a* определяются лишь деформационными характеристиками материала среды (т. е. с учетом неоднородностей только четвертого порядка), а объектов *b*—*г* — суммарным влиянием неоднородностей соответствующих порядков и материала среды.

Заметим, что обобщенных численных показателей, характеризующих степень влияния структурных неоднородностей различных порядков на деформирование горных пород и массивов, пока не имеется. Это объясняется сложностью проведения крупномасштабных экспериментов, а также трудностью интерпретации получаемых результатов, поскольку при испытании непосредственно в местах залегания пород влияние на изучаемые процессы помимо неоднородностей оказывают и другие факторы: напряженное состояние массива, способ подготовки испытуемых объемов к эксперименту, влажность и др.

Вместе с тем единичные эксперименты в породах различных петрографических разновидностей показывают, что с увеличением объемов, вовлекаемых в процесс деформирования, модуль деформации массива существенно снижаются, а значения деформаций возрастают.

Различные показатели свойств горных пород в зависимости от абсолютных геометрических размеров участков породного массива, обусловленное проявлением влияния неоднородностей различных порядков, называют *масштабным эффектом*. Это прослеживается и при испытаниях образцов пород различных размеров. Например, даже при сравнении деформационных характеристик кристаллов минералов с соответствующими показателями монокристаллических пород можно наблюдать снижение модулей упругости и деформации. Так, если модуль упругости кристалла кальцита равен $12 \cdot 10^5$, то даже плотные мраморы имеют модуль упругости до $10 \cdot 10^5$ кгс/см². Модуль упругости кварца равен $10,3 \cdot 10^5$, а кварцитов — $9,2 \cdot 10^5$ кгс/см². В приведенных примерах четко прослеживается влияние неоднородностей четвертого порядка. Структурные неоднородности более низких порядков еще в большей степени влияют на снижение значений деформационных характеристик.

В некоторых случаях наблюдается также и качественное изменение характера деформирования пород. Так, например, если образцы ультраосновных пород — пироксенитов и перидотитов, — включающие структурные неоднородности только четвертого порядка, практически деформируются упруго вплоть до разрушения (рис. 6, *a*), то по мере увеличения области деформирования отчетливо начинают проявляться и вязкие свойства массива. Это выражается, в частности, в постепенном сближении боков выработок очистных блоков (рис. 6, *b*) [59].

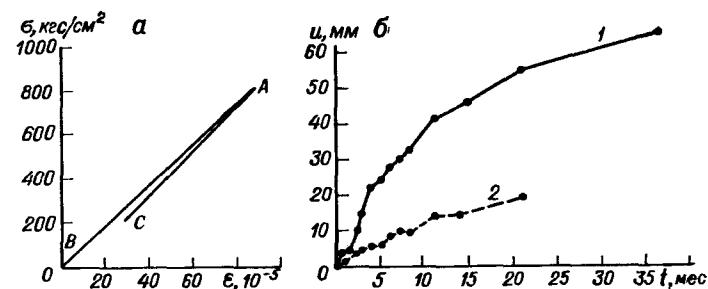


Рис. 6. Характер деформирования ультраосновных пород в зависимости от размеров деформирующихся объемов.

a — упругое деформирование образцов диаметром 40 мм (*BA* — нагружение; *AC* — разгрузка); *b* — развитие деформаций (сближения) *l* стенок выработки во времени *t* (*1* — сближение реперов над выработанным пространством вертикального очистного блока высотой 40 м; *2* — то же, под выработанным пространством очистного блока).

В большей степени изучено влияние поверхностей неоднородностей различных порядков на изменение прочностных характеристик массива горных пород, являющееся одним из проявлений масштабного эффекта. Так, например, для ультраосновных пород — пироксенитов медно-никелевого месторождения Ниттис-Кумужья-Травяная — предел прочности пород на сдвиг (с учетом неоднородностей только четвертого порядка) составляет 450 кгс/см², сцепление по мелкоблоковым естественным трещинам, представляющим собой неоднородности третьего порядка, равно 60, а по крупноблоковым трещинам (второй порядок) — всего около 10 кгс/см² [59].

Поскольку при оценке устойчивости выработок, целиков, откосов бортов карьеров и котлованов часто возникает необходимость характеризовать те или иные свойства массива по данным испытаний образцов в лаборатории, в практике находят применение так называемые *коэффициенты структурного ослабления* λ_i , характеризующие степень снижения показателей соответствующих механических свойств массива пород вследствие наличия в массиве естественных трещин или других поверхностей структурных неоднородностей.

Коэффициенты структурного ослабления λ_i могут быть определены для большинства прочностных и деформационных характеристик — пределов прочности на сжатие и растяжение, модуля упругости *E*, сцепления $[\tau_0]$, угла внутреннего трения φ и др. Однако наиболее употребителен коэффициент структурного ослабления, характеризующий отношение сцепления по контактам естественных трещин к сцеплению в монолитной породе. Этот коэффициент для широкого диапазона породных массивов достаточно устойчив, составляет 0,01—0,02 и наглядно иллюстрирует влияние неоднородностей второго порядка — крупноблоковой естественной трещиноватости — на прочностные характеристики массива пород. Для мелкоблоковой трещиноватости (третий порядок) коэффициент структурного ослабления составляет 0,1—0,2, а по микротрещинам (четвертый порядок) близок к 1.

Влияние других видов структурных неоднородностей на прочность массива изучено менее детально, имеются лишь обобщенные данные о прочностных характеристиках, в частности значения сцепления и углов внутреннего трения по контактам слоев различных осадочных толщ и отдельных петрографических наименований пород [152].

§ 9. СВОЙСТВА ПОРОД МАССИВА В УСЛОВИЯХ ЕСТЕСТВЕННОГО ЗАЛЕГАНИЯ

Свойства пород в массиве существенно зависят от конкретных условий их залегания как геологических тел, степени неоднородности и анизотропности. Наряду со структурными неоднородностями, рассмотренными выше, в этом играют значительную роль многие другие факторы: мощность, характер и формы залегания породных тел с различными механическими свойствами; их слоистость, напластование, чередуемость; характер пород, окружающих рассматриваемое породное тело, в частности степень их жесткости или пластичности; тектоническое строение различных участков породного массива; степень выветрелости либо литифицированности пород; гидрогеологические условия рассматриваемых участков массива и т. д.

Даже если основные механические характеристики образцов пород, слагающие массивы различных типов, близки между собой, свойства таких массивов и поведение пород вокруг выработок могут быть существенно различными.

Слоистость, напластование, перемежаемость пород с различными механическими свойствами могут обуславливать механическую анизотропность массива, несмотря на то что каждая из пород, слагающих толщу, является по данным испытаний образцов механически изотропной. Эта анизотропность связана с существенным различием механических свойств на контактах между слоями, пластами слагающих толщу пород, с различием свойств пород смежных слоев.

Породы верхних слоев толщи обычно бывают в большой степени изменены процессами выветривания. В результате выветривания значительно нарушается монолитность породы, повышается степень ее трещиноватости, на контактах трещин часто присутствуют глинистые минералы — продукты выветривания, снижающие прочность и устойчивость участков массива в приповерхностной зоне интенсивного выветривания пород.

Породы нижних слоев осадочных толщ могут быть подвергнуты процессам литификации (окаменения) за счет их уплотнения, обезвоживания, цементации продуктами выветривания вышележащих слоев. В результате этих процессов породы одного вещественного состава и петрографического наименования на различных глубинах могут резко различаться по их свойствам как в образцах, так и в соответствующих участках массива.

Большое влияние на механическое поведение участков массива может оказывать влажность пород. При испытаниях пород в образцах можно учесть влияние на их свойства структурной, частично капиллярной и пленочной влажности, но нельзя определить степень влияния обводненности пород, т. е. свободной

влаги, мигрирующей по трещинам. Обводненность приводит к снижению прочности пород в массиве и их устойчивости в обнажениях. При деформировании пород тонкие пленки воды обволакивают поверхности вновь образуемых трещин, создавая расклинивающий эффект и способствуя дальнейшему развитию трещин.

При значительном росте глубины разработки существенное влияние на свойства участков массива пород могут оказывать увеличение температуры пород и повышение их растворимости как вследствие общего роста напряжений, так и ввиду роста физико-химической активности подземных минерализованных вод.

Исключительно большое влияние на свойства и поведение горных пород в массиве оказывают условия и формы их залегания, а также взаимное расположение слоев с различными механическими свойствами.

Изменчивые формы и невыдержанное чередование пород с различными механическими и плотностными свойствами обуславливают неравномерность распределения напряжений в массиве, резко усиливающуюся при проведении горных выработок. Большое различие в напряженное состояние пород и условия их деформирования вносит изменение залегания пород. Так, при одинаковых механических характеристиках пород по данным испытаний образцов их поведение вокруг выработок различно в зависимости от того, пройдены ли выработки в сводовых частях складок или в их синклинальных частях и на крыльях. В первом случае обычно достигается максимальная устойчивость выработок.

Одни и те же слои пород, будучи расположены во вмещающих породах с различными свойствами, ведут себя при деформировании совершенно различно. Так, угольные пласты ведут себя как жесткие тела в толще пластичных глинистых пород, но пластически деформируются, если расположены в толще более жестких пород. Каменная соль пластически деформируется в толще более жестких ангидритов, но ведет себя как жесткий пласт, если этот пласт расположен в толще более пластичных калийных солей. Слои несвязных сухих или мало обводненных песков в толще пластически деформирующихся глин ведут себя как сплошные жесткие тела, но будучи обнажены немедленно проявляют сыпучие свойства.

Глава 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОТНОСТНЫХ И МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 10. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПЛОТНОСТНЫХ СВОЙСТВ

Наибольший интерес в механике горных пород из плотностных свойств представляют объемный вес, удельный вес и пористость. В лабораторных условиях на образцах пород обычно определяют объемный вес γ и удельный вес γ_0 . Далее, используя зависимости (5) и (6), рассчитывают плотность (объемную массу) ρ и удельную массу ρ_0 . Общую пористость также определяют расчетным путем, используя полученные экспериментально значения удельного γ_0 и объемного веса γ :

$$P = \frac{\gamma_0 - \gamma}{\gamma_0} \cdot 100. \quad (35)$$

Для экспериментального определения объемного веса породы требуется знать вес и объем образца. Если определения ведут на образцах правильной геометрической формы, например на стандартных цилиндрических образцах, то вес устанавливают путем взвешивания на лабораторных весах, а объем — путем измерения линейных размеров. В случае испытания образцов неправильной геометрической формы для определения объемного веса используют метод гидростатического взвешивания.

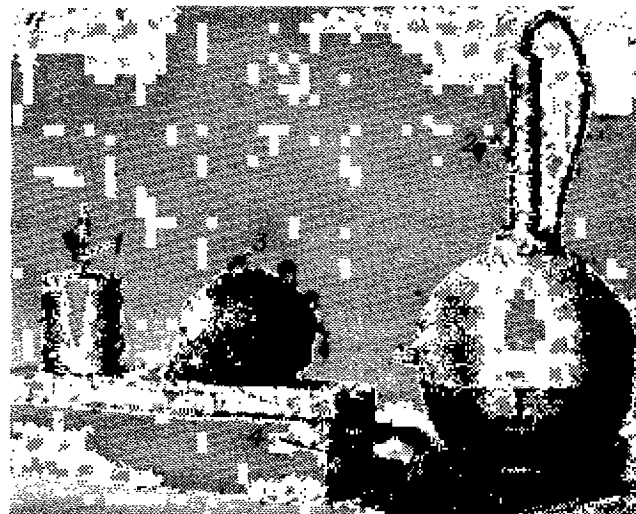
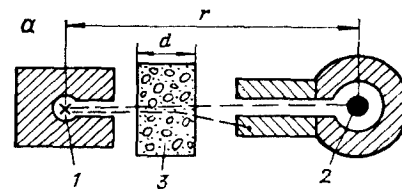
В последние годы для лабораторного определения плотности (и объемного веса) пород широко используют гамма-метод (в модификации узкого пучка)*. При этом испытуемый образец породы помещают между источником радиоактивного гамма-излучения и детектором (рис. 7). Зная гамма-активность источника, расстояние r между источником и детектором и толщину d образца и регистрируя интенсивность гамма-излучения, прошедшего через образец породы, определяют плотность ρ породы. Гамма-метод определения плотности отличается простотой и высокой производительностью измерений с применением несложной серийной аппаратуры и обеспечивает точность 1—3%.

Определение удельной массы ρ_0 (удельного веса γ_0) может производиться несколькими методами, среди которых наиболее универсальным и точным является пикнометрический метод. Определения ведут в пикнометрах — мерных колбах емкостью 25—30 см³, куда помещают кусочки породы, измельченные до крупности 0,3—0,5 мм, с тем чтобы вскрыть все изолированные поры. В дальнейшем, сопоставляя вес сухого пикнометра G_1 ,

* Подробнее см. § 18.

Рис. 7. Лабораторная установка для измерения плотности горных пород гамма-методом.

a — схема установки; b — общий вид. 1 — источник гамма-излучения; 2 — детектор; 3 — образец породы; 4 — прибор РПР-1 для регистрации гамма-излучения.



вес пикнометра с породой G_2 , вес пикнометра с дистиллированной водой и навеской породы G_3 , вес пикнометра при температуре 20 °С и дистиллированной водой G_4 , вычисляют удельную массу породы по формуле:

$$\rho_0 = \frac{(G_2 - G_4) \rho_v^{(20)}}{(G_4 - G_1) - (G_3 - G_2)}, \quad (36)$$

где $\rho_v^{(20)}$ — плотность воды при температуре 20 °С.

Для каждой пробы породы выполняют два определения. Между ними допускается расхождение не более 0,02 г/см³.

Для тех горных пород, отдельные компоненты которых растворимы в воде, химически с ней взаимодействуют или плохо смачиваемы водой, определения ведут аналогичным способом, но вместо воды подбирают какую-либо органическую жидкость: спирт, толуол, четыреххлористый углерод, керосин и др. При этом необходимо производить непосредственное определение плотности выбранной жидкости, а не использовать табличные данные, так как их точность может быть недостаточной.

В некоторых задачах механики горных пород, и особенно при физическом истолковании результатов наблюдений, в ряде случаев требуются сведения о влажности пород. Влажность выражают процентным отношением веса воды, содержащейся в образце породы, к весу образца после его высушивания. Для определения влажности образец доводят до постоянного веса в эксикаторе или в сушильном шкафу при температуре 105—110 °С. Затем образец охлаждают в эксикаторе, на дне которого насыпан хлористый кальций. Зная вес влажного образца G_1 и вес сухого образца G_2 , вычисляют влажность по формуле

$$W = \frac{G_1 - G_2}{G_2} \cdot 100. \quad (37)$$

§ 11. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УПРУГИХ СВОЙСТВ

Методы определения упругих свойств горных пород можно подразделить на динамические и статические.

Современные динамические методы основаны на измерении скоростей упругих колебаний, возбуждаемых в исследуемых образцах в диапазоне звуковых и ультразвуковых частот. Они разработаны значительно позднее, чем статические, но получают все большее распространение благодаря простоте, малой трудоемкости измерений и появлению удобных в работе и надежных серийных измерительных приборов. По принципам измерений можно выделить два основных динамических метода: резонансный и импульсный.

Принцип резонансного метода состоит в возбуждении продольных, изгибных и крутильных колебаний в стержнях, изготовленных из исследуемой породы, и измерении резонансных частот, которые являются исходными параметрами для расчета упругих характеристик.

Наибольшее распространение в практике исследования свойств горных пород получил импульсный динамический метод, в основе которого лежит пропускание через образец исследуемой породы повторяющихся импульсов ультразвуковых колебаний, по значениям скоростей распространения которых рассчитывают упругие характеристики.

Определение упругих свойств импульсным динамическим методом обычно ведут путем прямого прозвучивания и продольного профилирования образцов горных пород. Для прозвучивания образца 2 (рис. 8, а) к одному из его торцов прижимают ультразвуковой излучатель 3, а к другому — приемник 4 (кристаллы кварца, сегнетовой соли, керамика титаната бария, магнитострикционные преобразователи и др.). Акустический контакт между ультразвуковыми преобразователями и исследуемым образцом обеспечивают путем нанесения на поверх-

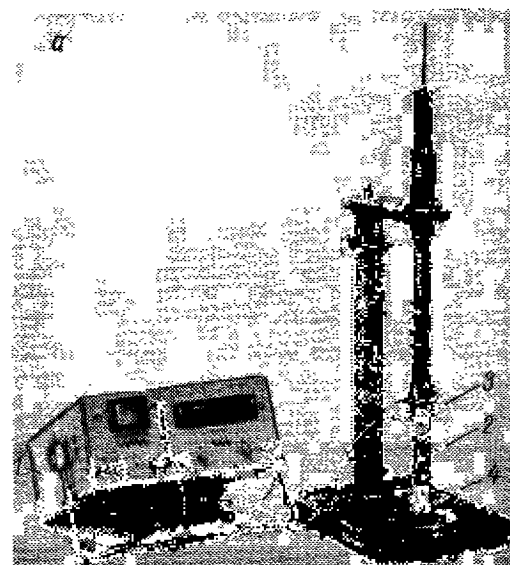


Рис. 8. Определение упругих свойств образцов пород импульсным ультразвуковым методом.

а — измерение скорости продольных и поперечных упругих волн прямым прозвучиванием; б — измерение скорости поверхностных волн.

1 — электронный ультразвуковой прибор типа УК-10П; 2 — образец породы; 3 — излучатель; 4 — приемник.

ность соприкосновения образца с преобразователем тонкого слоя какой-либо плотной вязкой массы (солидола, вазелина и пр.). Для возбуждения колебаний излучателя, регистрации прихода и измерения времени прохождения упругих колебаний через образец используют электронные преобразовательно-измерительные ультразвуковые серийные приборы типа УКБ, УК-10П, УД-10П, ДУК-66, УС-11ИМ советского производства. Скорость упругих волн вычисляют по формуле

$$v = \frac{l}{t - t_n}, \quad (38)$$

где l — длина образца; t — время прохождения упругой волны через образец; t_n — время задержки акустического тракта.

Прямым прозвучиванием можно определить скорость продольной волны в неограниченной среде v_{PM} , скорость волны в стержне v_{PC} , скорость поперечной волны v_S (в последнем случае используют излучатели сдвиговых колебаний). Для измерения скорости поверхностных волн v_R излучатели располагают, как показано на рис. 8, б.

Упругие характеристики могут быть вычислены по измеренным значениям скоростей различных видов волн с использованием приведенных выше зависимостей (22)—(24) или по специальным номограммам.

Статические методы основаны на измерении упругих деформаций образцов исследуемых пород под нагрузкой. Они различаются по виду применяемых тензометров. Для измерения продольных и поперечных деформаций образцов при их нагружении применяют проволочные тензометры сопротивления либо механические индикаторы часового типа.

Определение упругих свойств статическим методом производят на стандартных цилиндрических образцах диаметром 40—43 мм. При этом отношение высоты к диаметру образцов должно быть не менее 2, чтобы обеспечивалось равномерное одноосное напряженное состояние в средней части образца. Торцы образцов шлифуют. Нагружение производят под прессом. Измерение деформаций образцов под нагрузкой обычно производят с помощью проволочных электротензометров сопротивления, наклеиваемых на образцы. Тензометры располагают в средней части образца, на расстоянии $(0,5 \div 1)d$ от его торцов (d — диаметр образца). Тензометры для измерения продольных деформаций располагают в направлении нагружения образца, для измерения поперечных — перпендикулярно к нему (рис. 9). Для контроля однородности напряженного состояния образца и статистического усреднения показаний тензометров последние дублируют, т. е. наклеивают их не менее чем по двум сторонам образца. Образец устанавливают между плитами пресса, плавно нагружают до значения, равного приблизительно $0,1[\sigma_{сж}]$, и производят отсчеты деформаций по всем тензометрам. При расхождении показаний одноименных тензометров до 15—20% образец можно считать пригодным для дальнейших испытаний. Большее расхождение свидетельствует о недопустимо неоднородном напряженном состоянии образца или о некачественной наклейке тензометров.

Продолжая испытания, производят двукратное нагружение и разгрузку образца, сначала до напряжений, равных $0,3[\sigma_{сж}]$, а вторично до $0,6[\sigma_{сж}]$. Вслед за этим образец нагружают вплоть до разрушения. В процессе циклов нагружения и разгрузки с помощью автоматической записывающей аппаратуры



Рис. 9. Образцы горных пород с наклеенными тензометрами для определения упругих свойств.

(например, цифрового тензометрического моста ЦТМ-3) ведут либо непрерывную запись деформаций, либо фиксируют деформации через определенные ступени нагружения и разгрузки. В последнем случае интервалы отсчетов устанавливают в зависимости от характера деформирования испытуемой породы и требуемой точности построения графиков «напряжения—деформации».

Необходимо подчеркнуть, что упругие деформации измеряют лишь в режиме разгрузки образца, так как при нагружении на упругие накладываются пластические деформации, значение которых зависит от свойств исследуемой породы, напряжений и времени (скорости) нагружения. При расчетах по деформациям, фиксируемым в режиме нагружения, определяют поэтому не модуль упругости, а *модуль деформируемости пород*. Последний всегда меньше, чем модуль упругости, либо равен ему, если порода в соответствующем интервале нагружения проявляет себя как идеально упругая.

Следует заметить, что модуль упругости, определяемый динамическими методами, обычно бывает несколько выше, чем статическими. Это расхождение минимально для весьма плотных пород и возрастает для пород малой плотности. Оно обусловлено неидеальной упругостью горных пород, особенно пород малой плотности. Для плотных крепких пород определять упругие параметры вполне правомерно менее трудоемкими динамическими методами, а для более слабых и менее плотных пород может оказаться необходимым вести определения упругих параметров статическими методами.

Экспериментально определив модуль продольной упругости E и коэффициент поперечных деформаций ν , нетрудно, используя функциональные зависимости (16)—(17), получить значения модуля сдвига G и модуля всестороннего сжатия K .

§ 12. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ

Наибольшее использование в задачах механики горных пород имеют характеристики прочности при одноосном сжатии $[\sigma_{сж}]$, при растяжении $[\sigma_p]$ и при срезе (сдвиге) $[\sigma_{ср}]$.

В настоящее время разработан и действует ГОСТ 21153.2—84, в соответствии с которым определение прочности пород при одноосном сжатии производится на цилиндрических образцах диаметром 40—50 мм с отношением высоты к диаметру, равным 0,9—1,1. Допускается также проводить испытания на кубических образцах со стороной размером 45 ± 5 мм. Торцовые поверхности образцов шлифуют, их выпуклость (вогнутость) после шлифования не должна быть более 0,05 мм. Торцовые поверхности должны быть параллельны друг другу (отклонение не более 0,1 мм) и перпендикулярны к образующим цилиндра (отклонение 1,0 мм).

Испытания проводят на прессе (рис. 10). Для строго центрированного нагружения образца между ним и одной из плит пресса помещают шариковое центрирующее устройство 3. Нагружение образца производят с постоянной скоростью в пределах 1—30 кгс/(см²·с), повышая нагрузку вплоть до разрушения образца и фиксируя значение разрушающей нагрузки.

Предел прочности породы при одноосном сжатии определяют по формуле

$$[\sigma_{сж}] = P/F, \quad (39)$$

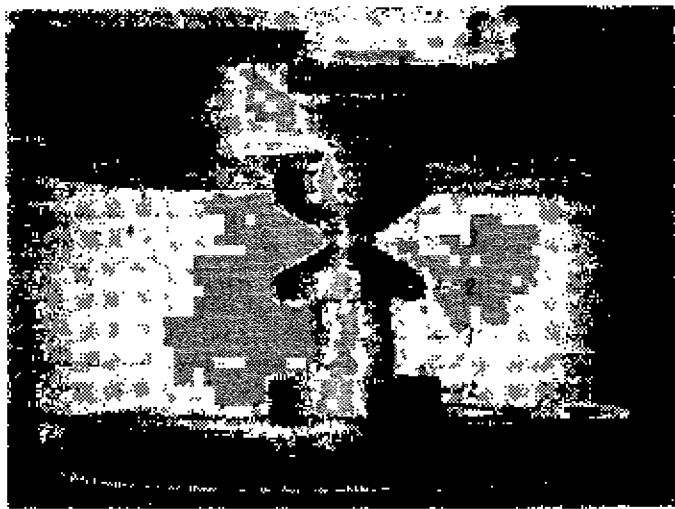
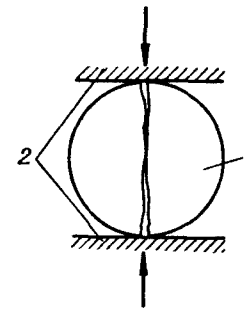


Рис. 10. Определение прочности горных пород при одноосном сжатии. 1 — образец; 2 — каленые прокладки; 3 — центрирующее устройство; 4 — плиты пресса.

Рис. 11. Определение прочности пород при растяжении методом диаметального сжатия. 1 — испытуемый образец породы; 2 — плиты пресса.



где P — разрушающая нагрузка, кгс; F — площадь поперечного сечения образца, см².

Допустимы определения и на образцах с отношением высоты h к диаметру d , отличным от единицы. В этом случае применяется формула

$$[\sigma_{сж}] = \frac{9P}{F(7 + 2d/h)}. \quad (40)$$

При ограниченном объеме породной пробы применяют метод соосных пуансонов [114], который предусматривает сжатие плоских круглых дисковых образцов породы двумя одинаковыми, расположенными соосно, круглыми пуансонами. Диаметр породных дисков для испытаний до 140 мм (обычно 40—60 мм), а их толщина 8 мм для крепких пород и 10—20 мм для слабых.

Цилиндрические образцы пород стандартных размеров могут быть использованы и для определения предела прочности при растяжении $[\sigma_p]$. Определение производят методом диаметального сжатия (рис. 11), в результате чего в образцах возникают растягивающие напряжения. Расчет предела прочности $[\sigma_p]$ производят по формуле

$$[\sigma_p] = 0,637P/hd, \quad (41)$$

где P — разрушающее усилие, кгс; d и h — диаметр и высота образца, см.

Результаты испытаний этим методом, как показывает опыт, отличаются высокой стабильностью.

При массовых определениях прочностных свойств горных пород весьма удобен метод комплексного определения пределов прочности при многократном раскалывании и сжатии (ГОСТ 21153.4—75). Из проб изготавливают породные пластины толщиной 20 мм со строго параллельными шлифованными гранями. Одну из граней карандашом расчерчивают на квадраты со стороной, равной толщине пластины. Затем пла-

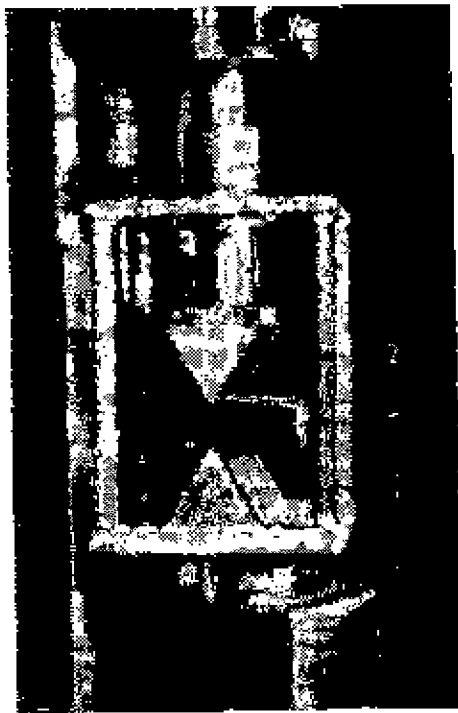


Рис. 12. Определение прочности при растяжении методом раскалывания породных пластин клиньями.

1 — образец породы; 2 — клинья; 3 — соосник; 4 — плиты пресса.

стину раскалывают по прочерченным линиям стальными клиньями, используя данные о значениях нагрузки при раскалывании для определения прочности породы на растяжение (рис. 12).

Предел прочности образца при раскалывании вычисляют по формуле

$$[\sigma_p^k] = P/2l, \quad (42)$$

где P — разрушающая нагрузка, кгс; l — длина линии раскола, см. Получаемые в результате раскалывания кубовидные образцы используют для определения предела прочности на

сжатие. При этом образцы нагружают по двум параллельным шлифованным граням. Расчет прочности $[\sigma_{сж}]$ ведут по формуле (39), усредняя результаты испытаний всех образцов.

Прочность на срез (сдвиг) определяют в специальных стальных матрицах (рис. 13) (ГОСТ 21153.5—75). Образец находится в условиях среза со сжатием. При испытаниях важно обеспечить равномерное распределение усилия пресса по сечению испытуемого образца. Испытания проводят на цилиндрических образцах указанных выше стандартных размеров. Зазор между разъемными половинами матрицы при вложенном в нее образце должен иметь постоянную ширину не более 2 мм.

Для определения прочности на срез крепких пород испытания проводят в матрицах с углами среза $\alpha_1 = 45^\circ$ и $\alpha_2 = 60^\circ$. Образцы слабых пород испытывают, кроме того, в матрице с углом среза $\alpha_3 = 30^\circ$.

Нормальное давление на плоскость среза σ и предел прочности при срезе $[\tau]$ вычисляют по формулам

$$\sigma = \frac{P \sin \alpha}{dh}; \quad [\tau] = \frac{P \cos \alpha}{dh}, \quad (43)$$

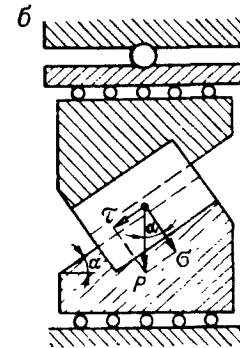
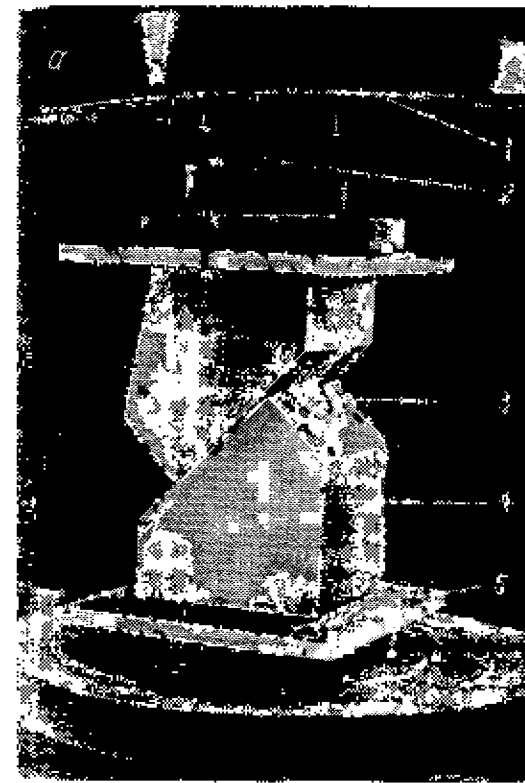


Рис. 13. Определение прочности пород при срезе.

a — общий вид установки;
 b — схема испытаний.
1 — плиты пресса; 2 — центрирующее приспособление;
3 — испытуемый образец;
4 — срезная матрица; 5 — роликовая опора.

где P — вертикальная максимальная разрушающая сила, кгс; α — угол между плоскостью среза и направлением действия силы P , градус; d , h — диаметр и высота образца, см.

§ 13. ПОСТРОЕНИЕ ПАСПОРТОВ ПРОЧНОСТИ

По результатам испытаний образцов составляют паспорта прочности горных пород, которые позволяют оценить условия разрушения пород не только в одноосном, но также в плоском и объемном напряженных состояниях (рис. 14).

Паспорт (диаграмма) прочности представляет собой график функциональной зависимости между касательными и нормальными напряжениями, при которых происходит разрушение породы.

Построение паспортов прочности может быть осуществлено различными способами. Наиболее простой из них заключается в следующем. На горизонтальной оси (рис. 15, a) откладывают от нуля влево значение предела прочности на одноосное рас-

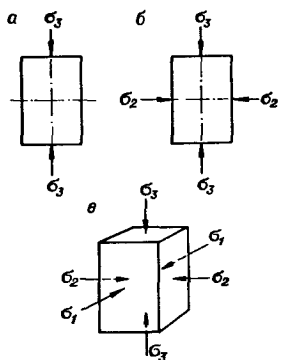
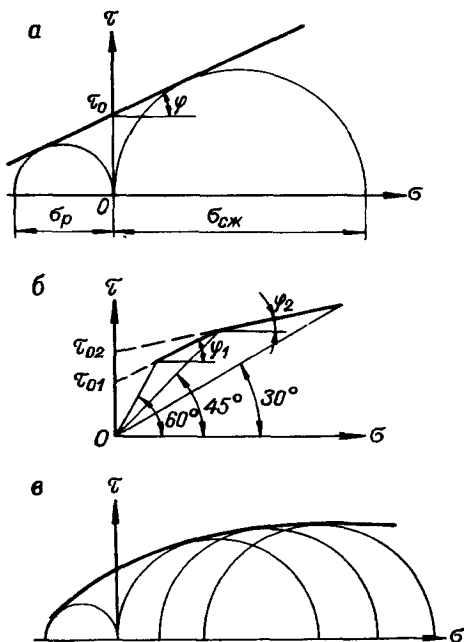


Рис. 14. Виды напряженного состояния горных пород. а — одноосное; б — плоское; в — объемное.

Рис. 15. Построение паспортов прочности по результатам экспериментальных определений $[\sigma_{сж}]$ и $[\sigma_p]$ (а), испытаний пород в условиях среза со сжатием (б) и испытаний в объемном напряженном состоянии (в).



тяжение $[\sigma_p]$, а вправо — значение предела прочности на сжатие $[\sigma_{сж}]$. На этих отрезках, как на диаметре, строят окружности (так называемые *круги напряжений Мора**) и проводят общую касательную к ним, которая и представляет собой паспорт прочности. Отрезок, отсекаемый касательной на оси ординат τ , характеризует сцепление $[\tau_0]$ образца породы, а угол ее наклона — угол внутреннего трения φ . Паспорт прочности в виде прямой линии достаточно точно отражает свойства хрупких пород, особенно в условиях действия невысоких напряжений.

Предложен также расчетный способ построения паспорта прочности пород по экспериментально определенным пределам прочности на сжатие и растяжение [114]. Способ основан на результатах анализа паспортов прочности большого числа горных пород и выводе обобщенного уравнения.

Паспорт прочности может быть также построен по результатам испытаний пород в условиях среза со сжатием в специальных матрицах, описанных в § 12. Отличительная особенность этого способа — более полное отражение свойств пород в объемном напряженном состоянии. Однако характер разру-

шения пород в области растяжения при таких испытаниях не прослеживаются.

Для построения паспорта прочности по результатам испытаний на срез со сжатием из начала координат (рис. 15, б) откладывают радиусы-векторы, направленные под углами среза α_1 , α_2 и α_3 к оси абсцисс σ и имеющие длину, равную усредненным экспериментальным значениям полных разрушающих напряжений среза. Концы радиусов-векторов соединяют отрезками прямых линий. Так же как и ранее, каждый отрезок паспорта может быть охарактеризован сцеплением $[\tau_0]_i$ и углом внутреннего трения φ_i .

Наиболее точно и полно отражает поведение горных пород паспорт прочности, получаемый по результатам испытаний пород в условиях неравномерного объемного напряженного состояния. Пример подобного паспорта прочности приведен на рис. 15, в, а методы самих испытаний описываются ниже.

§ 14. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ

Как отмечалось в гл. 2, реологические свойства горных пород описывают обычно на основе теории линейных наследственных сред с использованием в качестве функции ползучести степенной зависимости (30).

Для такого описания необходимо экспериментально определить значения параметров ползучести α_n и δ . Эти параметры определяют в лабораторных условиях при простейших напряженных состояниях испытываемых образцов — поперечном изгибе или одноосном сжатии [106].

В режиме поперечного изгиба испытания ведут, как правило, на образцах-балочках, размещая их на двух опорах и нагружая сосредоточенной нагрузкой в середине пролета. Для испытаний в условиях одноосного сжатия образцы изготавливают в виде призм или цилиндров.

При испытаниях по схеме поперечного изгиба в условиях неизменной нагрузки в течение значительного промежутка времени (многих месяцев) следят за изменениями прогиба образцов-балочек. Параметры ползучести вычисляют из выражения

$$\frac{y(t) - y}{y} = \frac{\delta t^{1-\alpha_n}}{1 - \alpha_n}, \quad (44)$$

где $y(t)$ — прогиб образца в момент времени t ; y — упругий прогиб образца.

Вычисление значений α_n и δ сводится к решению системы линейных уравнений, соответствующих числу последовательных во времени измерений прогибов образцов. Решение обычно производят на ЭВМ.

При испытаниях образцов в условиях одноосного сжатия измеряют продольные деформации образцов, а параметры α_n и δ определяют по формуле

$$\frac{\varepsilon(t) - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = \frac{\delta t^{1-\alpha_n}}{1 - \alpha_n}, \quad (45)$$

* Подробнее о теории прочности О. Мора см. в § 39.

где ϵ_0 и $\epsilon(t)$ — соответственно упругая деформация в начальный момент времени и деформация в момент времени t .

Результаты определения параметров a_n и b обоими способами удовлетворительно согласуются между собой.

Обычно параметры ползучести горных пород определяют в два этапа. На первом этапе устанавливают пределы прочности и общий характер деформирования испытываемых образцов. С целью экономии времени испытания на этом этапе ведут в режиме последовательного ступенчатого нагружения серии из 4—5 образцов равными нагрузками, причем ступень нагружения составляет около 20 % от разрушающей нагрузки.

На втором этапе устанавливают характер развития реологических процессов и определяют собственно параметры ползучести образцов пород во всем диапазоне изменения нагрузок, вплоть до разрушающих. На этом этапе каждый образец испытываемой серии нагружают определенной нагрузкой (20; 40; 60 или 80 % разрушающей) и измеряют деформации образца во времени до момента стабилизации процесса ползучести либо до момента разрушения образца.

Реологические испытания отличаются прежде всего своей длительностью и непрерывностью. Обычно их проводят в течение нескольких тысяч часов (нескольких, а иногда и многих месяцев). Это накладывает жесткие требования к надежности и стабильности работы нагружающих устройств и регистрирующей аппаратуры.

Наиболее часто в качестве нагружающих устройств применяют механические и пружинные прессы либо нагружение осуществляют фиксированными грузами (гирями).

Существенное влияние на развитие процессов ползучести оказывают условия среды, в которой находятся образцы пород при испытаниях. Для исключения этого побочного влияния при проведении испытаний стремятся поддерживать неизменными температуру и влажность окружающего воздуха, а образцы парафинируют или покрывают изолирующим составом. Прессы и нагрузочные устройства, в которых производят испытания образцов, располагают на изолированных фундаментах с целью исключения влияния случайных толчков или вибраций.

Измерение деформаций образцов ведут либо механическим способом с применением рычажных и оптических приборов или индикаторов часового типа, либо электрическим способом с использованием электрических тензометров сопротивления. Механический способ обеспечивает большую надежность измерений, но вместе с тем обладает и недостатками. В частности, при его применении необходимы образцы достаточно больших размеров, поскольку база измерений у оптических или механических приборов составляет обычно не менее 50 мм. Точность индикаторов часового типа составляет максимально 1 мкм, они

особенно удобны для измерений прогиба образцов-балочек при испытаниях в режиме поперечного изгиба.

Электротензометры сопротивления обеспечивают более высокую точность, причем на существенно меньших базах, однако их применение ограничивается отсутствием стабильной во времени регистрирующей аппаратуры серийного изготовления, а также необходимостью учета ползучести клея, с помощью которого тензометры приклеивают к образцам.

В целом экспериментальные определения параметров ползучести характеризуются весьма значительным разбросом, вследствие чего для повышения надежности и представительности результатов часто оказывается необходимым увеличить число испытываемых образцов.

§ 15. ИСПЫТАНИЯ В УСЛОВИЯХ ОБЪЕМНОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ

Горные породы в массиве, в условиях естественного залегания, находятся в объемном напряженном состоянии. Поэтому для наиболее полного изучения их механических свойств проводят испытания на специальных лабораторных установках. Наиболее известны установки типа Т. Кармана [175], в которых усилием прессы создают вертикальное давление на образец, а боковое давление по периметру образца создают гидравлическим путем с помощью гидромножительного устройства (рис. 16, а). Для передачи бокового давления на образец применяют глицерин или какую-либо другую жидкость. Непосредственный контакт жидкости с образцом породы предотвращают, запаивая образец в гильзу из медной или латунной фольги. Подобные установки, называемые *стабилометрами*, позволяют создавать в испытываемом образце напряженные состояния, характеризуемые следующим соотношением главных нормальных напряжений:

$$\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3. \quad (46)$$

При этом напряжения σ_1 и $\sigma_2 = \sigma_3$ можно изменять произвольно и независимо друг от друга вплоть до таких значений, при которых происходит разрушение образца.

На рис. 16, б приведена схема конструкции одного из стабилометров. Он состоит из прочного стального цилиндра 1 с герметизированной полостью, в которую помещают образец 2. Образец подвергают гидростатическому давлению окружающей его жидкости, нагнетаемой в цилиндр насосом 10 через штуцер 5.

Давление жидкости на боковую поверхность образца обуславливает главные напряжения $\sigma_2 = \sigma_3$. Для создания осевого давления (напряжение σ_1) образец сжимают по его торцам между верхней крышкой цилиндра и плунжером 3, соосным с образцом и свободно проходящим через нижнюю крышку цилиндра. Отсчет нагрузок производят по манометрам 6. Режим

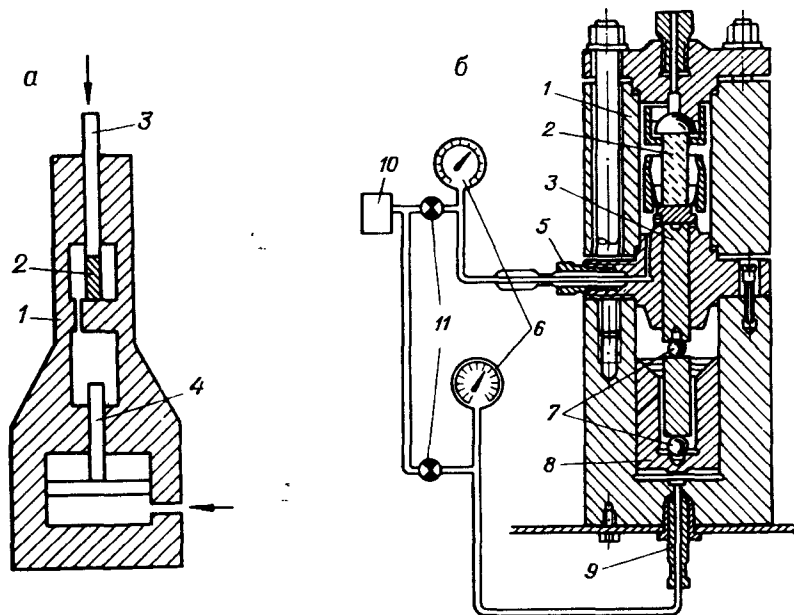


Рис. 16. Испытание образцов пород в объемном напряженном состоянии. *а* — схема установки типа Т. Кармана; *б* — конструкция стабилометра КП-3 (ВНИМИ). 1 — корпус; 2 — образец породы; 3 — плунжер осевого сжатия; 4 — плунжер гидромультпликатора; 5 — штуцер боковой нагрузки; 6 — манометры; 7 — шаровые шарниры; 8 — поршень осевого сжатия; 9 — штуцер осевой нагрузки; 10 — насос; 11 — редукторы.

приложения нагрузок слагается из предварительного всестороннего сжатия до заданных значений давления и последующего приложения возрастающей осевой сжимающей нагрузки при неизменном значении боковой.

Подвергая образец породы одновременно с механическим нагружением нагреву с помощью специальных устройств, монтируемых в стабилометр, можно определять механические свойства пород при высоких всесторонних давлениях и температурах, моделируя тем самым условия нахождения пород на больших глубинах.

В условиях всестороннего сжатия в горных породах, как и в других твердых телах, проявляется эффект изменения упругих, пластических и прочностных свойств. В пределах нескольких процентов возрастают значения модуля продольной упругости E и модуля сдвига G . Несколько возрастает также коэффициент поперечных деформаций ν . Значительно возрастают показатели пластических свойств пород. Прочностные свойства растут весьма существенно, причем относительное увеличение пределов прочности на сжатие и на срез больше для менее прочных пород. Производя испытание нескольких образцов по-

роды при различных значениях бокового давления и доводя образцы до разрушения, экспериментально получают соответствующее число кругов Мора в условиях всестороннего сжатия, что позволяет с наибольшей точностью построить паспорт прочности породы.

§ 16. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАПРЕДЕЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД

Поведение горных пород под нагрузкой может быть в полной мере охарактеризовано кривой «напряжение — деформация», которая в самом общем виде состоит из двух ветвей — восходящей до значения $[\sigma_{сж}]$, равного пределу прочности испытуемой породы, и ниспадающей от $[\sigma_{сж}]$ до $[\sigma_{ост}]$ — остаточной прочности (рис. 17).

В процессе экспериментов на испытательной машине или прессе наряду с деформациями испытуемого образца деформируется и сама испытательная машина. При достижении образцом предела прочности и начале разрушения упругая энергия, накопленная испытательным оборудованием, сообщается образцу и реализуется обычно в виде очень быстрого (лавинобразного) его разрушения. При этом вид и характеристики восходящей ветви кривой деформирования практически не зависят от деформационных характеристик испытательного оборудования.

Если при испытаниях применять силовые устройства, не способные накапливать упругую энергию или исключющие ее передачу образцу после начала разрушения, то деформирование горных пород за пределом прочности будет происходить достаточно спокойно и может быть зафиксировано в виде ниспадающей ветви. Вполне естественно, что параметры ниспадающей ветви кривой деформирования в весьма существенной степени определяются деформационными характеристиками испытательного оборудования.

Деформационные характеристики силового оборудования — испытательных машин, прессов, нагрузочных приспособлений и установок — оцениваются показателем жесткости, представляющим собой отношение усилия, развиваемого оборудованием, к абсолютным деформациям, возникающим в нем. Обычные испытательные машины и прессы имеют жесткость в пределах $(0,05 \div 0,1) \cdot 10^5$ кгс/см.

В настоящее время разработаны многочисленные конструкции специальных компенсаторов, позволяющих увеличивать жесткость обычных испытательных машин до $(1,5 \div 2,5) \cdot 10^6$ кгс/см [25, 138]. Вместе с тем предложены и принципиально отличающиеся конструкции специальных прессов с весьма высокой степенью жесткости, позволяющие испыты-

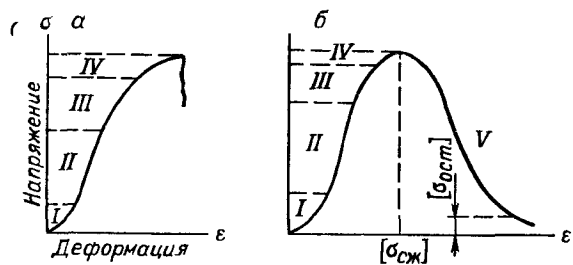


Рис. 17. Типичные кривые «напряжение — деформация» для горных пород, получаемые на обычных испытательных машинах (а) и машинах с повышенной жесткостью (б).

I—V—области: I—закрывается структурных дефектов, II—линейного деформирования, III—образования микротрещиноватости, IV—разветвления и слияния трещин, V—снижения грузонесущей способности.

вать широкий круг пород в том числе и весьма хрупких. Одна из таких конструкций с жесткостью $2 \cdot 10^7$ кгс/см приведена на рис. 18. Пресс состоит из жесткой рамы 1 и гидромеханического привода, содержащего источник пульсирующей подачи жидкости А, гидродомкрат В, самотормозящую клиновую пару Б, механизм осадки штока гидродомкрата в виде самотормозящей клиновой пары Г и регулировочный винт 6.

Пресс работает следующим образом. Пульсирующее давление создается плунжерным насосом А, имеющим постоянную гидравлическую связь с рабочей камерой гидродомкрата. В свою очередь с цилиндром гидродомкрата жестко связан клин пары Б, который одновременно является столом для размещения образцов и динамометром. Чтобы в гидродомкрате не накапливались упругая энергия сжатой жидкости, после каждого рабочего впрыска давление в гидросистеме сбрасывается до нуля. Трение самотормозящей клиновой пары Б позволяет при этом сохранить достигнутые нагрузку и деформацию образца, а клиновая пара Г производит осадку штока гидродомкрата до упора в дно цилиндра. Задавая объем жидкости в рабочем импульсе и частоту пульсации, можно в широких пределах (5 десятичных порядков) изменять скорость нагружения образцов. Измерение продольных и поперечных деформаций образцов осуществляется тензометрическими экстензометрами и индикаторным нутромером. Погрешность регистрации усилия, развиваемого прессом, составляет $\pm 5\%$.

При проведении испытаний образцы практически любых пород (вплоть до самых хрупких) деформируются без динамических явлений, спокойно, при этом, как правило, образец после испытаний сохраняет свою форму, хотя и не способен нести внешнюю нагрузку. В зависимости от структуры образцы рассыпаются в руках на отдельные зерна или фрагменты. На рис. 19 представлено типичные кривые деформирования разнообразных пород [138], из анализа которых следует, что остаточная прочность исследованных пород составляет не более 5% от максимальной, модули деформирования для различных

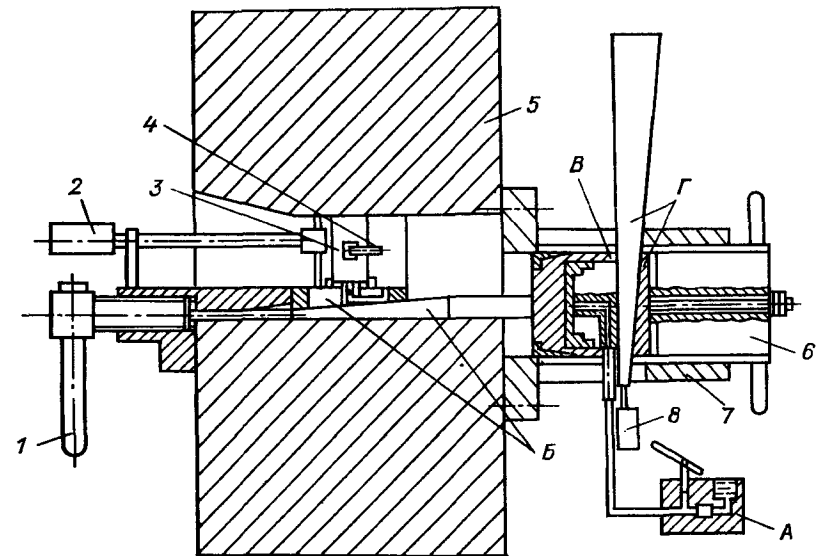


Рис. 18. Схема жесткого пресса.

А — источник пульсирующей подачи жидкости — плунжерный насос; Б, Г — самотормозящиеся клиновые пары; В — гидродомкрат.
1 — винт для возвращения клиновой пары Б в исходное положение; 2 — нутромер; 3 — испытываемый образец; 4 — экстензометр; 5 — жесткая рама; 6 — регулировочный винт; 7 — корпус; 8 — груз.

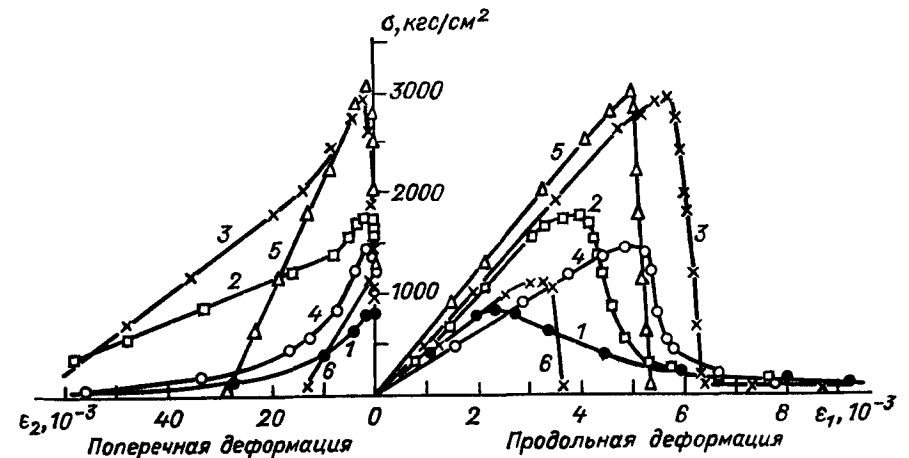


Рис. 19. Полные кривые деформирования образцов горных пород.

1 — мрамор; 2 — гранит биотитовый; 3 — плагиогранит биотитовый; 4 — песчанник; 5 — днабаз; 6 — тальк-хлорит.

ветвей кривой противоположны по знаку, причем крутизна спада всех кривых, характеризуемых модулями спада M , за исключением мрамора, превосходит модуль деформирования для восходящих ветвей деформационных кривых.

§ 17. ИСПЫТАНИЯ ПОРОД ПРИ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗКАХ

В реальных условиях горные породы подвергаются различным воздействиям нагрузок, при этом режимы нагружения могут быть самыми разнообразными — от статического до импульсного.

В принципе любые процессы нагружения являются динамическими, так как протекают в пространстве и во времени, однако степень их динамичности различна, и в зависимости от того, насколько велик вклад сил инерции в общем балансе сил, действующих на образец или деформирующийся объем, тот или иной режим нагружения относят к категории статических или динамических.

В настоящее время общепринятого четкого критерия динамичности процесса не существует, хотя были предложены различные классификации режимов нагружений.

По-видимому, наиболее общей характеристикой режима нагружения является скорость относительной деформации, поскольку определяет процесс деформирования в каждой точке деформируемого объема независимо от способа нагружения.

Различные технологические процессы в массивах горных пород можно соотнести с определенными скоростями деформации. Так, скорость деформации пород в выработках при длительных статических нагрузках составляет $\epsilon = 10^{-12} \div 10^{-10} \text{ с}^{-1}$ и менее (реологические процессы), стандартная скорость статического режима нагружения образцов горных пород по ГОСТ 21153.0—75 соответствует $\epsilon = 10^{-3} \text{ с}^{-1}$, при внезапных обрушениях пород кровли $\epsilon = (10^{-3} \div 10^1) \text{ с}^{-1}$, а при взрывах $\epsilon = (10^1 \div 10^5) \text{ с}^{-1}$. В соответствии с этим к статическому способу нагружения могут быть отнесены скорости деформации $\epsilon < 10^{-3} \text{ с}^{-1}$, при скоростях деформирования $10^{-3} < \epsilon < 10^2$ процесс нагружения может считаться квазистатическим и, наконец, скорости деформирования $\epsilon > 10^2 \text{ с}^{-1}$ характеризуют динамические режимы нагружения.

Поскольку в предыдущих параграфах данной главы описывались методы определения характеристик пород, соответствующие статическим режимам нагружения, остановимся на способах и результатах испытаний пород в условиях квазистатического и динамического нагружения. При этом основной интерес представляют закономерности изменения деформационно-

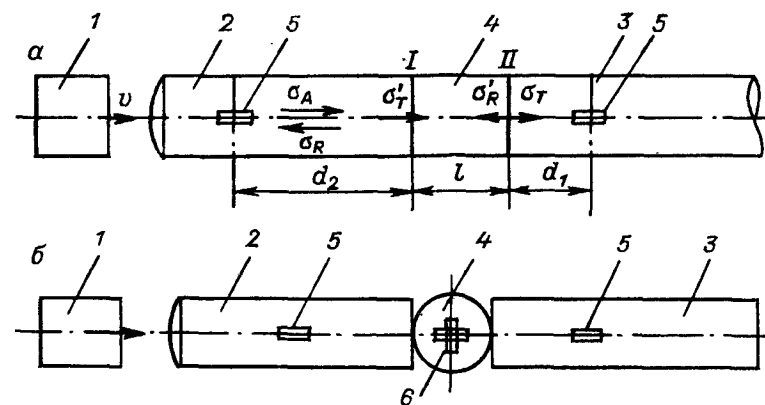


Рис. 20. Схема испытаний горных пород при динамическом сжатии (а) и динамическом растяжении (б).

1 — боек; 2, 3 — входной и выходной стержни-динамометры; 4 — образец горной породы; 5 — тензодатчики для регистрации деформаций в стержнях динамометрах; 6 — тензодатчики для регистрации деформаций в образце.

прочностных характеристик с увеличением скорости приложения нагрузок и возрастанием скорости деформирования пород.

Для изучения указанных закономерностей наиболее рациональным является применение таких методов испытаний, которые без существенных изменений позволили бы в широком диапазоне изменять скорость деформирования пород от статических до динамических режимов приложения нагрузок. С этой точки зрения к настоящему времени наиболее разработан методика, основанная на принципе разрезного (составного) стержня Голкинсона [79]. Она позволяет определять деформационно-прочностные характеристики горных пород при одноосном сжатии и растяжении путем помещения образца между входным 2 и выходным 3 металлическими стержнями-динамометрами (рис. 20).

С целью автоматической регистрации усилий и деформаций на упругие элементы стержней-динамометров и боковую (или торцовую) поверхность образцов наклеивают соответствующие датчики, например тензодатчики, сигналы с которых фиксируются обычно светолучевыми осциллографами.

В зависимости от применяемых нагрузочных устройств испытания проводятся в различных режимах приложения нагрузок. В диапазоне статических скоростей ($\epsilon < 10^{-3} \text{ с}^{-1}$) образец нагружается стационарной универсальной испытательной машиной (прессом) с усилием, необходимым для разрушения испытуемой породы. В диапазоне динамических скоростей деформаций применяют ударный способ нагружения с помощью вертикальных или горизонтальных механических или пневма-

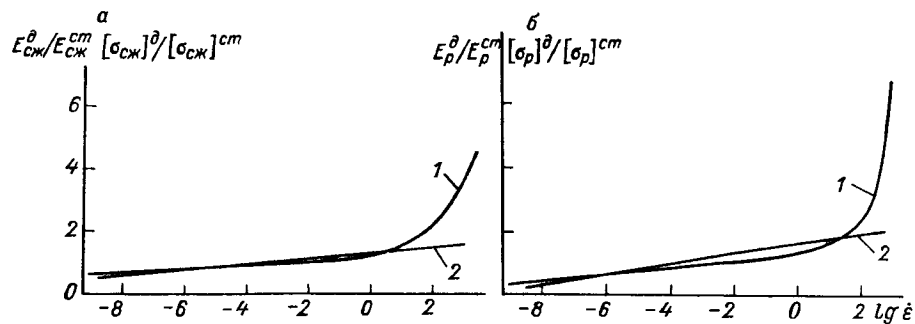


Рис. 21. Зависимости прочностных (1) и деформационных (2) характеристик горных пород от скорости деформирования.
а — изменение $[\sigma_{сж}]$ и $E_{сж}$; б — изменение $[\sigma_p]$ и E_p .

тических копров, пороховых или пневматических пушек, устройств взрывного типа, электрогидравлического удара и др. Образцы разрушаются при однократном нагружении.

Значение среднего напряжения $\sigma_{сж}(t)$ в образце при сжатии определяется как полусумма напряжений, возникающих на контактных поверхностях образца и стержней

$$\sigma_{сж}(t) = 1/2(\sigma'_T + \sigma_T) = 1/2[(\sigma_A + \sigma_R)(S_1/S_2 + S_1/S_3 - S_2/S_3) + \sigma_T], \quad (47)$$

где σ'_T — амплитуда волны напряжений, преломленной в образец на контакте I (рис. 20) «стержень — образец»; σ_T — амплитуда волны напряжений, преломленной в выходной стержень на границе II «образец — стержень»; σ_A — амплитуда плоской продольной упругой волны; σ_R — амплитуда волны напряжений, отраженной во входной стержень; S_1, S_2, S_3 — соответственно площади поперечного сечения входного стержня, образца и выходного стержня.

Максимальное значение $\sigma_{сж}(t)$, зарегистрированное при разрушении образца, принимается в качестве его предела прочности при сжатии.

При растяжении напряжение в образце определяется по формуле

$$\sigma_p(t) = \frac{d_c^2}{2dl} \cdot E_c \epsilon_T(t), \quad (48)$$

где d_c, E_c — соответственно диаметр выходного стержня и его модуль упругости; $\epsilon_T(t)$ — показания тензодатчика на выходном стержне; d, l — диаметр и длина образца.

Максимальное значение $\sigma_p(t)$ считают пределом прочности горной породы на растяжение.

Анализ экспериментальных данных показывает, что с увеличением скорости деформирования пределы прочности пород на сжатие и растяжение, а также соответствующие значения модуля упругости возрастают (рис. 21). Однако для прочностных характеристик в отличие от деформационных (модуля упругости E) изменение носит очень неравномерный характер. Так, до скоростей деформирования $\dot{\epsilon} = (10^{-2} \div 10^0) \text{ с}^{-1}$ коэффициент динамичности $K = \sigma^d/\sigma^{ст}$, характеризующий возрастание динамических пределов прочности по отношению к статическим, составляет 0,4—1,2, а далее резко возрастает до 6—8. Значения коэффициента динамичности для модуля упругости плавно возрастают от $K = 0,2 \div 0,4$ до $K = 1,6 \div 1,8$.

§ 18. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД В МЕСТАХ ИХ ЕСТЕСТВЕННОГО ЗАЛЕГАНИЯ

В случаях, когда возможности отбора образцов горных пород для испытаний отсутствуют или ограничены (например, при низком проценте выхода керна из буровых скважин), возникает задача определения свойств пород непосредственно в местах их естественного залегания.

Определение свойств пород в массиве имеет важное значение также и в связи с проявлением упомянутого выше масштабного эффекта. Иногда, особенно при высокой степени структурной нарушенности массива, например вследствие развитой естественной трещиноватости, масштабный эффект столь значителен, что показатели упругости и прочности пород в массиве по сравнению с одноименными показателями в образцах снижаются на один, а в отдельных случаях даже на два порядка.

Плотность пород в массиве с достаточной степенью точности (с погрешностью 1—3%) можно определить с помощью гамма-метода, основанного на эффекте различной степени поглощения и рассеяния радиоактивного гамма-излучения в средах с различной плотностью [8].

Сущность гамма-метода измерения плотности пород в массиве состоит в том, что в изучаемом участке массива пород бурят на расстоянии 20—70 см друг от друга параллельные шпуров или скважины. В одном из шпуров помещают закрытый источник гамма-излучения (обычно радиоактивный изотоп ^{60}Co , ^{137}Cs или ^{226}Ra), имеющий активность 0,5—2,0 мг-экв радия. Работа с источниками такой малой активности вполне безопасна и не требует особых мер защиты. Во втором параллельном шпуре помещают регистрирующий зонд с детектором (счетчиком гамма-квантов). Перемещая зонды с источником и детектором вдоль скважин, фиксируют интенсивность гамма-излучения, прошедшего через толщу горной породы между

скважинами, и по тарировочным графикам или номограммам устанавливают плотность пород на исследуемых участках.

Существуют три модификации гамма-метода измерения плотности: метод узкого пучка, метод широкого пучка и метод рассеянного гамма-излучения (гамма-гамма-каротажа). В методе узкого пучка фиксируют только первичное гамма-излучение источника, а рассеянное излучение исключают с помощью свинцовых диафрагм или специальных скинтилляционных счетчиков. В методе широкого пучка регистрируют как первичное, так и рассеянное гамма-излучение. Аппаратура этого метода отличается наибольшей простотой, хотя метод несколько менее точен, чем предыдущий. Метод рассеянного гамма-излучения предусматривает определение плотности пород в одной скважине (а не в двух параллельных). Измерения этим методом ведут с помощью скважинных зондов, в которых радиоактивный источник и детектор разделены экраном, поглощающим прямое гамма-излучение. Поэтому регистрируют только излучение, рассеянное в окружающей зонд горной породе. Этот метод применяют для определения плотности пород в глубоких скважинах. Он носит название плотностного каротажа.

Методы определения механических свойств пород в натуральных условиях можно подразделить на три основные группы. К первой группе относят методы, основанные на точечном (сосредоточенном) нагружении пород в массиве различными поршневыми пробниками (инденторами). Методы второй группы основаны на искусственном нагружении некоторых участков массива пород и фиксации деформаций при соответствующих нагрузках или же регистрации усилий, при которых происходит разрушение нагружаемых участков массива. К третьей группе относят методы, связанные с опытными горными работами, приводящими к деформациям или разрушениям довольно крупных частей массива.

Методы «точечных» испытаний пробниками получили развитие главным образом в связи с задачами оценки свойств пород, пересекаемых при бурении разведочных, нефтяных и газовых скважин. Они основаны, как правило, на статическом или динамическом внедрении индентора в массив и определении усилий внедрения на заданную глубину либо глубины и площади внедрения индентора при дозированном усилии внедрения. Известен также ряд методов и соответствующих конструкций пробников для оценки свойств пород по значению усилия в момент разрушения породы, по значению энергии при внедрении индентора на заданную глубину либо по деформации вдавливания при дозированной энергии; методы, основанные на определении показателей сверления (вращательного бурения) пород при стандартных режимах сверления. Все эти методы отличаются малой степенью точности определений.

Однако они позволяют непосредственно в натуральных условиях экспрессно оценивать прочность (или коэффициент крепости) горных пород, а некоторые методы — также упругие показатели пород. Масштабный эффект методы «точечных» испытаний учесть не позволяют; к тому же и точность их слишком низка, так что их следует рассматривать лишь как средства грубой экспрессной оценки свойств пород без отбора образцов.

Необходимо подчеркнуть, что при использовании этих методов в глубоких скважинах на определяемые показатели оказывает существенное влияние уровень естественной напряженности горных пород.

К методам данной группы могут быть, кроме того, отнесены методы определения механических свойств по параметрам, получаемым при консольном изгибе и срезе неотделенных от массива кернов в скважинах, а также при осевом сжатии керна и одновременном боковом гидростатическом его обжатии.

Методы искусственного нагружения участков массива позволяют учесть масштабный эффект при условии, что размеры нагружаемых участков массива не менее чем в 10 раз превышают характерные размеры структурной нарушенности массива. Обычная схема таких испытаний состоит в том, что испытуемый породный участок оконтуривают с нескольких сторон, сохраняя связь с остальным массивом лишь по одной или двум плоскостям. Затем с помощью гидравлических домкратов или иных нагрузочных устройств оконтуренный участок нагружают, фиксируя нагрузки и соответствующие им деформации пород и доводя усилия вплоть до разрушения нагружаемого участка массива. Одна из схем такого нагружения приведена на рис. 22. Применяют также схему нагружения двоякозащемленных или консольных балок, оконтуриваемых с помощью врубовой машины в слабых породах или с помощью буровых скважин и дисковых алмазных щелеобразователей в крепких породах.

Среди методов этой группы заслуживают также внимания методы определения упругих и пластических характеристик участков массива, основанные на тензометрических дистанционных измерениях радиальных смещений пород в стенках буровых скважин при распирании скважин с помощью специального гидравлического давяльного устройства — *прессиометра* [109]. Последний представляет собой цилиндрический корпус, окруженный эластичной (резиновой) оболочкой, под которую при помещении прессиометра в скважину нагнетают жидкость или газ под давлением до нескольких сотен килограмм-сил на квадратный сантиметр. Внутри цилиндрического корпуса размещается тензометрический блок, снабженный шупами, концы которых упираются в стенки скважины. Тензоблок во время измерения не имеет механической связи с корпусом прессио-

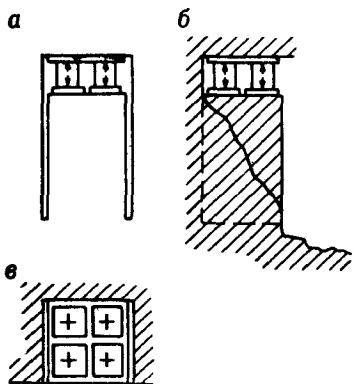


Рис. 22. Схема определения прочности и деформируемости породных призм при нагружении гидравлическими домкратами в натуральных условиях.

a — вид на породную призму в стенке выработки, подготовленную к срезу; *б* — боковая проекция срезаемой призмы; *в* — срезаемая призма с установленными гидравлическими домкратами (в плане).

метра и фиксирует с точностью до долей микрометра смещения стенок скважины в процессе нагружения. Определение упругих параметров (модуля деформируемости пород) производят по измеренным значениям смещения при заданных нагрузках. Измерения отличаются малой трудоемкостью и относительной простотой.

Для определения упругих характеристик пород в массиве широко используют динамические методы, в частности методы измерения скоростей упругих колебаний. Скорости упругих волн в массиве могут быть измерены различными способами, из которых наиболее распространены следующие:

а) ультразвуковой способ с использованием аппаратуры типа УКБ, УК-10П, УК-15 и т. д.;

б) импульсный метод с использованием нагрузок единичного удара или взрыва для измерения времени распространения волн между заданными точками в массиве;

в) сейсмический метод.

Ультразвуковой метод может быть использован для определения скоростей упругих волн на небольших базах (0,3—1,5 м). Сущность метода заключается в том, что в массиве пород пробуривают шпур, а в другие излучатель, определяют время прохождения импульсов по прозвучиваемому участку массива. Зная время прохождения импульса и измеряя расстояние между шпурами, вычисляют скорость упругих волн. Для измерений применяют комплект аппаратуры со специальными датчиками. Плотный контакт излучателя и приемника с породой обеспечивается механическим или (в последнее время) пневматическим способами. Для повышения качества акустического контакта применяют воду или масло, которые заливают в шпур, либо используют прокладки из вакуумной резины. На рис. 23 показаны комплект ультразвуковой аппаратуры и

конструкция датчиков, разработанных в Горном институте КФ АН СССР.

При импульсном методе в качестве возбудителя колебаний обычно используют механический удар или взрыв, а время пробега упругих волн измеряют какими-либо счетчиками времени. В качестве приемников применяют пьезодатчики, электрические импульсы от которых поступают на многоканальные осциллографы или могут быть записаны на магнитофонную ленту.

Сейсмический метод находит применение при геофизических исследованиях больших участков массива горных пород (сотни метров) и позволяет кроме определения скоростей упругих волн также анализировать затухание колебаний по мере прохождения волной разных баз.

Для вычисления модуля упругости и коэффициента поперечных деформаций исследуемого участка массива необходимо вычислять скорости продольной и поперечной или поверхностной упругих волн. В случае, если в результате измерений получают скорости продольной и поперечной упругих волн, коэффициент поперечных деформаций вычисляют по формуле

$$\nu = \frac{0,5 - v_s/v_{P_M}}{1 - v_s/v_{P_M}}, \quad (49)$$

где v_s и v_{P_M} — скорость поперечной и продольной волн.

Модуль упругости E вычисляют по формуле

$$E = \frac{1}{g} v_{P_M}^2 \frac{(1 + \nu)(1 - 2\nu)}{1 - \nu}. \quad (50)$$

Следует, однако, отметить, что значения упругих характеристик массива функционально зависят от ряда внешних факторов (поля напряжений, влажности), а также от состояния пород (их блочности и характеристик контактов между блоками). Это необходимо учитывать при интерпретации полученных результатов.

Методы определения механических свойств пород в массиве на основе опытных горных работ связаны с применением «обратного расчета». Сущность этих методов состоит в том, что с помощью горных работ исследуемый элемент массива (участок кровли выработки, целик или группа целиков и т. п.) подвергают деформированию, обычно вплоть до разрушения. В процессе опытных горных работ фиксируют происходящие при этом смещения, деформации, изменения напряжений в изучаемом участке массива и соответствующие им геометрические параметры целиков, обнажений кровли и т. п. Если прямые задачи механики горных пород состоят в том, чтобы на основе известных механических

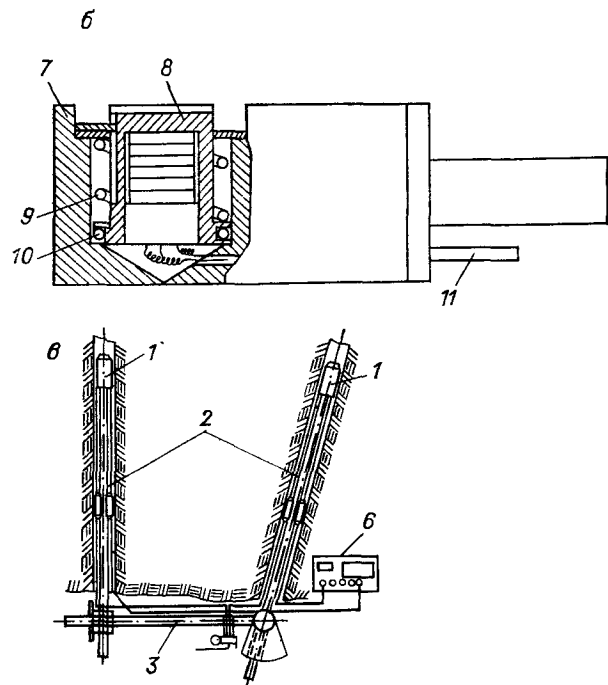
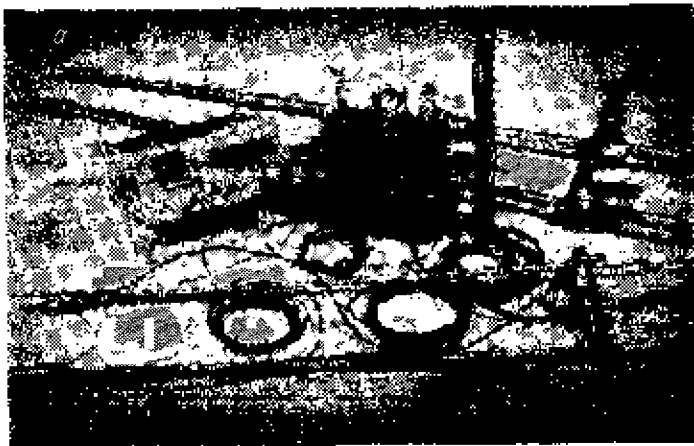


Рис. 23. Общий вид комплекта шахтной аппаратуры (а), конструкция датчика (б) и схема ультразвуковых измерений в массиве (в).

1 — ультразвуковые скважинные датчики; 2 — досылочные штанги; 3 — фиксирующее устройство с распределительным вентилем; 4 — координатное устройство; 5 — емкость с запасом воздуха; 6 — регистрирующий прибор; 7 — корпус датчика; 8 — чувствительный элемент; 9 — пружина; 10 — уплотняющая манжета; 11 — патрубок для подвода сжатого воздуха.

свойств предрассчитать возможные смещения, деформации и напряжения в участках массива при различных геометрических параметрах горных разработок, то в данном случае ставят обратную задачу: определить механические свойства пород в массиве на основе фиксируемых геометрических параметров и наблюдаемых смещений, деформаций и изменения напряжений. Для правильного определения механических свойств пород в натуральных условиях необходимо, чтобы аналитические зависимости, используемые в расчетах, надежно отражали действительный механизм процессов в изучаемом участке массива.

В качестве одного из примеров рассматриваемой группы методов можно назвать опытное распирание гидростатическим давлением жидкости или газа стенок камеры или тоннеля и измерение при этом смещений с расчетом упругих характеристик пород в массиве. По своей сущности этот метод аналогичен методу прессиометрических измерений и отличается от последнего значительно большими размерами испытываемого участка массива. Применяют также опытное нагружение, вплоть до раздавливания, одного или группы междукамерных целиков при выемке смежных с ними целиков; опытную подработку кровли выработок с установлением деформаций ее изгиба, определением предела прочности на изгиб и расчетом показателей деформационных характеристик пород кровли.

Применение маркшейдерской или стереофотограмметрической съемки площадей обрушения пород под землей или обрушений налегающей толщи на земной поверхности, обрушений и оползаний бортов карьеров позволяет оценивать разрушающие напряжения, а по ним находить прочностные характеристики массива пород, определять характеристики сопротивления пород сдвигу в массиве, устанавливать значения коэффициента структурного ослабления сцепления. По измерениям деформаций контура подземной выработки во времени, используя математический аппарат наследственной теории ползучести, можно определить реологические показатели массива пород.

Следует подчеркнуть, что методы определения механических свойств на основе опытных горных работ дороги, отличаются высокой трудоемкостью и сложностью организации работ. Поэтому их применяют сравнительно редко. Поскольку возможное число таких опытов крайне ограничено, особое внимание требуется обращать на представительность участков опытных горных работ по горно-геологическим условиям.

Глава 4. ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ МАССИВОВ ПОРОД

§ 19. МЕТОДИКА ИЗУЧЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК СТРУКТУРНЫХ ОСЛАБЛЕНИЯ

Задача изучения геометрических характеристик структурных ослаблений состоит в выявлении систем трещиноватости (или других неоднородностей) массива и их пространственной ориентировки, определении протяженности трещин различных систем по простиранию и падению, густоты (плотности) трещин с целью правильного истолкования наблюдаемых явлений и учета этих данных при решении практических вопросов механики горных пород.

Выявление систем трещиноватости массива, определение их пространственной ориентировки и оценку степени постоянства этой ориентировки в пределах изучаемого шахтного поля производят посредством массовых измерений трещиноватости. Измерения ведут обычно горным компасом точно так же, как и измерения элементов залегания пластов пород.

Измерениям непременно должен предшествовать визуальный осмотр пород в выработках. В результате такого осмотра предварительно устанавливают общий характер и степень развития трещиноватости породного массива. При этом оценивают, насколько однородна и равномерно развита трещиноватость пород в пределах изучаемого массива.

Массовые измерения ведут на отдельных представительных участках массива — наблюдательных станциях. Если массив по данным визуального осмотра характеризуется относительно равномерным развитием трещиноватости, всю изучаемую площадь (шахтное поле, горизонт и т. д.) покрывают равномерной сетью наблюдательных станций, располагаемых в нескольких десятках метров одна от другой. Если развитие трещиноватости неравномерно, то расстояния между наблюдательными станциями выбирают дифференцированно для различных ее типов.

Наиболее полные и объективные данные могут быть получены при измерениях трещиноватости в трех взаимно ортогональных плоскостях. В этом случае для наблюдений доступны обнажения по трем граням пространственного прямоугольного параллелепипеда, и измерения трещиноватости по ним позволяют правильно охарактеризовать развитие трещин всех направлений в данной точке массива. Поэтому удобно использовать для измерений ниши или участки сопряжений выработок.

Размеры наблюдательных станций следует по возможности принимать такими, чтобы в пределах станции было не менее 8—10 трещин каждой системы. Однако возможности варьирования размеров станции в подземных условиях обычно ограни-

ченны: в штреках и квершлагах они ограничиваются высотой выработок, вследствие чего остается возможным лишь избрать протяженность наблюдательной станции вдоль выработки. В большинстве случаев размеры станций по протяженности и высоте принимают по 2 м.

На каждой наблюдательной станции измеряют элементы залегания всех без исключения трещин, фиксируют нормальные расстояния между трещинами одноименных систем, устанавливают характер трещин (открытые, закрытые), их раскрытие, заполнение трещинными минералами, характер поверхностей трещин (ровные, неровные стенки, наличие зеркал и штрихов скольжения и пр.), протяженность трещин, степень искривления их поверхностей.

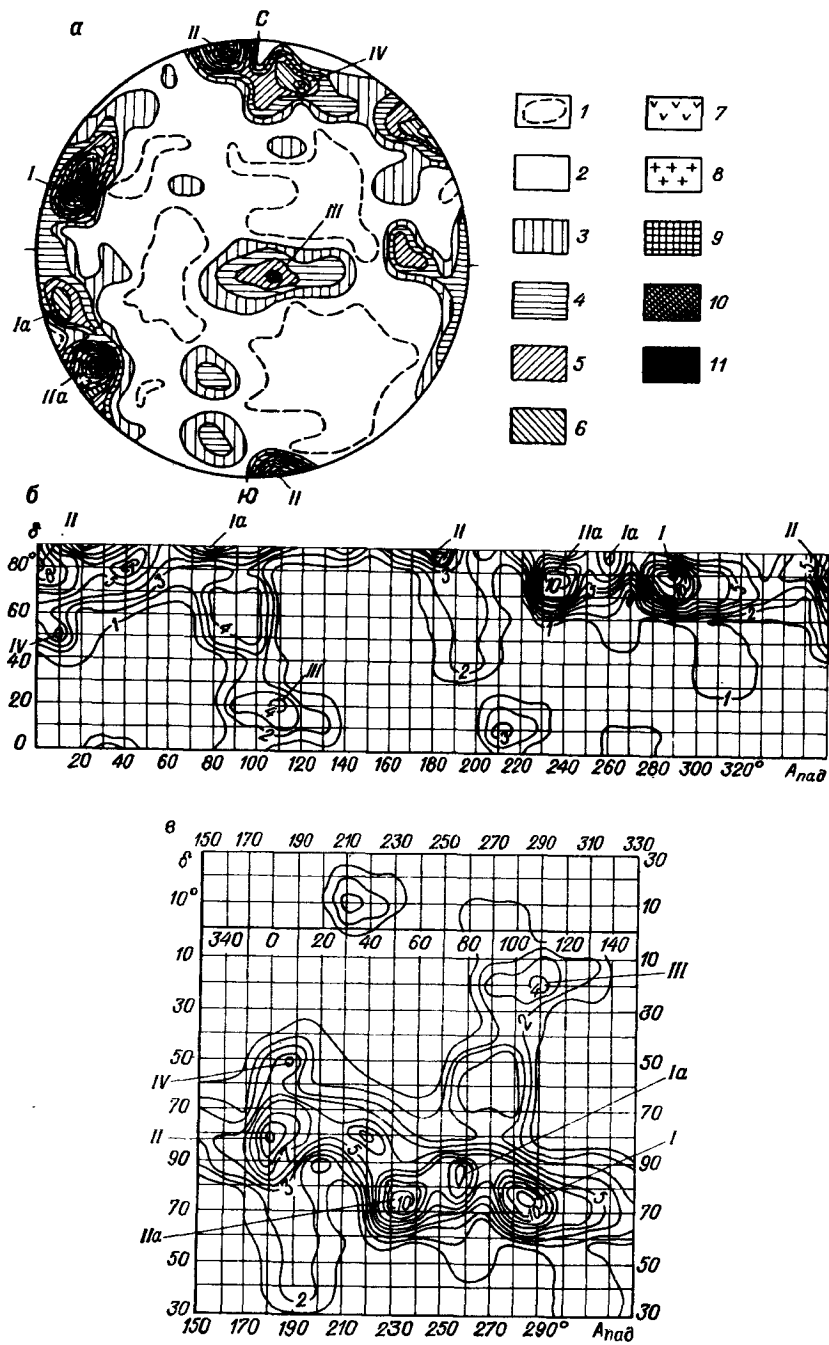
Кроме того, для детального изучения вещественного состава минералов-заполнителей трещин, от которого в первую очередь зависят прочностные характеристики по их контактам, необходимо специально отбирать пробы для изготовления шлифов. Практика выполнения подобных работ свидетельствует о том, что при изготовлении шлифов хрупкие и весьма непрочные минералы-заполнители зачастую выкрашиваются. В этих случаях применяют специальные приемы (проварка образцов в смеси ксилола и канифоли, пропитка пихтовым бальзамом и пр.). Если же и это не приносит успеха, то минералы определяют из соскобов со стенок трещин в иммерсионных жидкостях.

Результаты массовых измерений подвергают статистической обработке и представляют в виде графиков, характеризующих пространственную ориентировку и степень выраженности систем трещиноватости.

§ 20. ГРАФИЧЕСКОЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЕ СТРУКТУРНЫХ ОСЛАБЛЕНИЯ МАССИВА

Пространственную ориентировку систем трещиноватости наглядно выражают с помощью различных диаграмм трещиноватости. Сопоставление диаграмм по смежным наблюдательным станциям позволяет легко сравнивать результаты измерений трещин и судить о степени изменчивости их пространственной ориентировки и степени выраженности на различных участках шахтного поля.

Степень выраженности различных систем трещиноватости и средние элементы их пространственной ориентировки в пределах всего изучаемого шахтного поля или отдельного горизонта выявляют и графически представляют с помощью сводных диаграмм трещиноватости в изолиниях. Такие диаграммы строят обычно отдельно для отдельных видов трещиноватости — крупноблоковой, мелкоблоковой, микротрещиноватости. Для построения наиболее широко используют сферограммы на сетке



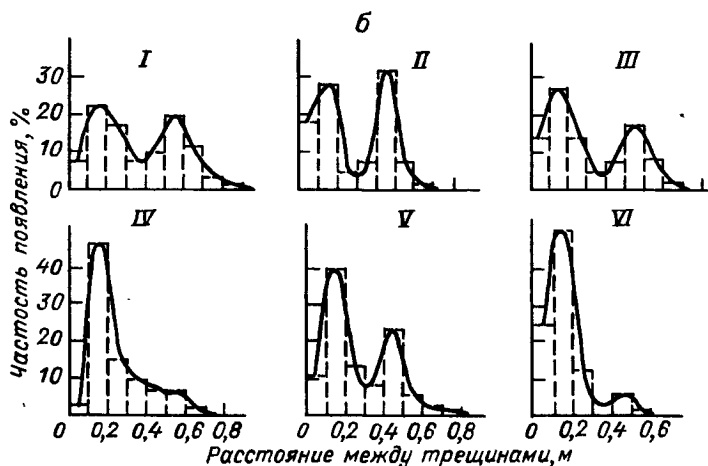
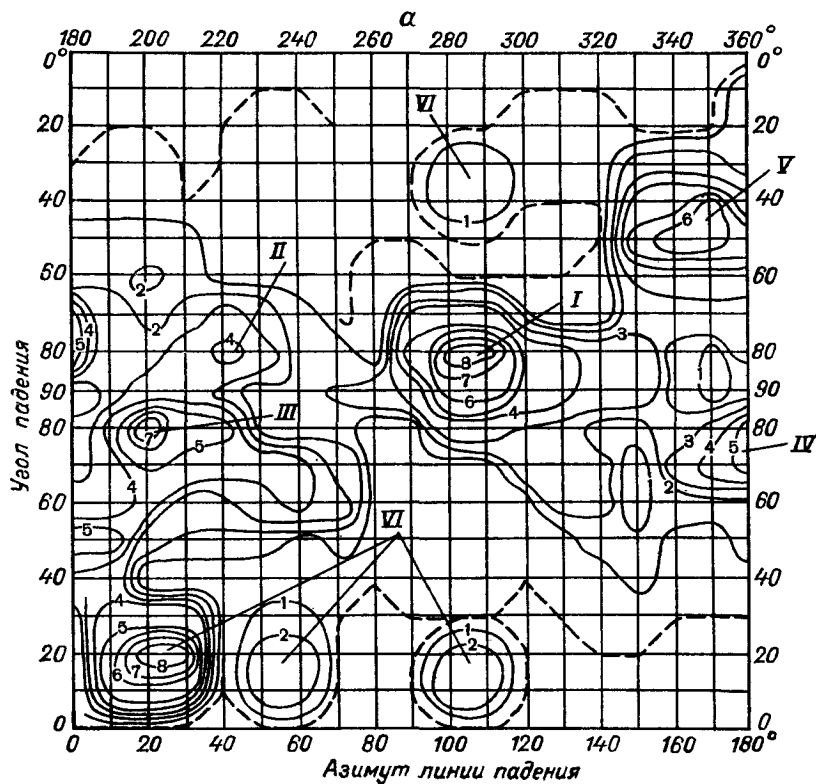
Вальтер—Шмидта [85] либо прямоугольные диаграммы [21, 150]. Сферограмма на сетке Вальтер—Шмидта сохраняет постоянство масштабов площадей. Благодаря этому свойству относительная степень выраженности в массиве различных систем трещиноватости представляется на данной сферограмме без искажений. Это же имеет место и для прямоугольных диаграмм, которые вместе с тем гораздо менее трудоемки в построении. Наиболее удобно применять прямоугольную диаграмму с так называемым произвольным выбором развертки, принимая оцифровку координатных осей, т. е. производя развертку таким образом, чтобы в диаметрально противоположных частях не создавалось по два максимума концентрации изолиний одной и той же системы трещиноватости. На рис. 24 приведен пример графического изображения в изолиниях трещиноватости одного и того же участка массива на диаграммах различных типов.

Для выражения в изолиниях полученных результатов массовых измерений трещиноватости данные всех измерений наносят по параметрам $A_{пад}$ и δ на диаграмму в виде точек. Затем методом скользящего статистического окна производят сглаживание и подсчет относительной плотности числа измеренных трещин. Размер статистического окна принимают равным 1% площади диаграммы. На полученном на диаграмме поле значений относительных плотностей проводят изолинии равных относительных плотностей, в результате чего наглядно выявляются преобладающие системы трещин. Средние параметры пространственной ориентировки этих систем непосредственно определяют по диаграмме.

В тех случаях, когда требуется проследить закономерности изменения одного какого-либо параметра, например только азимута или только угла падения трещин, по результатам массовых измерений составляют гистограммы частот (или частостей) данного параметра.

Весьма часто для решения практических вопросов, например оценки устойчивости обнажений пород, кроме относительных характеристик степени распространенности тех или иных систем трещин в исследуемом массиве требуются абсолютные значения указанных параметров, т. е. вероятностей появления тех или иных структурных неоднородностей в рассматриваемой точке выработки. С этой целью на каждой наблюдательной станции число трещин (или других структурных неоднородно-

Рис. 24. Типы диаграмм трещиноватости массива в изолиниях. *а* — сферограмма на сетке Вальтер—Шмидта; *б* — прямоугольная диаграмма с произвольным выбором развертки. Относительное число трещин, %: 1—0; 2—<1; 3—1—2; 4—2—3; 5—3—4; 6—4—5; 7—5—6; 8—6—7; 9—7—8; 10—8—9; 11—>9. *IV* — системы трещиноватости (Жюльский полуостров, месторождение Ниттис-Куму-жья-Травяная, горизонт 122 м, 553 единичных измерений трещин).



стей) отдельных систем относят к общему числу измеренных трещин и таким образом оценивают частоту (в пределе — вероятность) появления той или иной системы. Однако при этом возможны существенные погрешности вследствие того, что наблюдательные станции не в равной степени охватывают все пространство изучаемого массива. Например, при расположении наблюдательных станций в горизонтальных выработках слабо отражается распространение пологих и горизонтальных трещин.

Более корректно определять степень распространенности тех или иных систем трещин, основываясь на статистическом анализе расстояний между отдельными трещинами в каждой системе. С этой целью по результатам полевых измерений составляют гистограммы распределения расстояний между отдельными трещинами и по ним определяют модальные (наиболее часто встречающиеся) значения расстояний для каждой из выделенных систем трещин.

Величины, обратные модальным значениям расстояний между трещинами в каждой системе, представляют собой удельные частоты и характеризуют число трещин, приходящихся на единицу длины массива. Из этих данных степень распространенности (вероятность) каждой системы может быть определена по формуле

$$P = \frac{1/l_i \cdot 100}{\sum 1/l_i}, \quad (51)$$

где l_i — модальное значение расстояний между соседними трещинами в каждой из выделенных систем трещин.

Кроме того, расстояния между трещинами служат исходными данными для установления средних размеров и формы структурных блоков, образуемых трещинами различных систем.

В качестве примера на рис. 25 представлены результаты обработки натурных измерений геометрических параметров естественных трещин в дистен-гранат-биотитовых гнейсах массива одного из месторождений слюдоносных пегматитов Северной Карелии.

Как следует из представленных данных, массив пород интенсивно расчленяется шестью системами трещин, из которых четыре являются крутопадающими, одна — наклонной и одна пологой.

Анализ гистограмм распределения расстояний между трещинами показал, что преобладающим расстоянием между трещинами в широтной и пологой системах является 0,1—0,2 м, во всех остальных системах наблюдается по две группы характерных расстояний: для меридиональной и субширотной

Рис. 25. Геометрические параметры трещиноватости дистен-гранат-биотитовых гнейсов месторождения «Плотина».

а — диаграмма трещиноватости; б — гистограммы распределения расстояний между трещинами.

Системы трещин: I — меридиональная, II — северо-западная, III — субширотная, IV — широтная, V — наклонная, VI — пологая, грубоспадающая со сланцеватостью гнейсов. I—8 — число трещин на единицу площади диаграммы.

Таблица 4

Распространенность естественных трещин различных систем в дистен-гранат-биотитовых гнейсах месторождения «Плотина»

Система трещин	Среднее расстояние между трещинами l_i , м	$1/l_i$	Степень распространенности, %
Мелкоблоковые трещины			
Меридиональная	0,15	6,67	15,9
Северо-западная	0,17	5,88	14,1
Субширотная	0,14	7,14	17,0
Широтная	0,16	6,25	14,9
Наклонная	0,13	7,69	18,3
Пологая	0,12	8,33	19,8
		41,96	100,0
Крупноблоковые трещины			
Меридиональная	0,56	1,78	22,0
Северо-западная	0,47	2,13	26,4
Субширотная	0,54	1,85	22,9
Наклонная	0,43	2,32	28,7
		8,08	100,0

систем — 0,1—0,2 и 0,5—0,6 м, для северо-западной и наклонной — 0,1—0,2 и 0,4—0,5 м.

Указанная особенность распределения расстояний между трещинами свидетельствует о том, что в массиве выделяется две группы трещин — мелко- и крупноблоковые, в пространственной ориентации которых имеется четкое соответствие.

Степень распространенности отдельных систем трещин, вычисленная по формуле (51), отражена в табл. 4.

Минералогическое изучение трещин показало, что большинство трещин в изучаемом массиве не имеет сплошного заполнения. В относительно небольшом количестве в массиве имеются заполненные трещины, при этом по составу заполнителя можно выделить три группы трещин [59]:

I — заполненные хрупкими минералами с твердостью по шкале Мооса 1—2 (хлорит, гидрослюда, милонитизированная порода);

II — заполненные минералами твердостью 2—6 (кальцит, слюды, рудные);

III — со сплошным (по мощности) заполнением минералами, твердость которых превышает 6 (кварц, полевые шпаты).

§ 21. МЕТОДЫ ЛАБОРАТОРНОГО ИЗУЧЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК СТРУКТУРНЫХ ОСЛАБЛЕНИЙ

Изучение геометрических параметров трещиноватости или других структурных неоднородностей массива дополняют определениями механических, в частности прочностных, харак-

теристик. При этом, поскольку с физической точки зрения разрушение горных пород происходит либо под воздействием растягивающих напряжений в форме отрыва либо вследствие касательных напряжений в форме скола, наибольший интерес представляет определение $[\sigma_p]$ — предела прочности на растяжение; $[\tau]$ — сцепления и φ — угла внутреннего трения по поверхностям контакта указанных структурных неоднородностей. В случаях, когда необходимо принимать во внимание взаимные подвижки отдельных структурных блоков, существенное значение приобретает коэффициент трения (внешнего) f породы о породу по контактам структурных неоднородностей.

В общем случае указанные характеристики могут быть установлены как в результате лабораторных испытаний, так и путем проведения экспериментов непосредственно в натуральных условиях. При этом в качестве лабораторных методов определения прочности на растяжение $[\sigma_p]$ весьма удобно применять метод раскалывания клиньями, устанавливая их точно на естественную трещину или другую структурную неоднородность. Образцы в этом случае представляют собой пластины или призмы. Другими словами, практически без всяких изменений здесь применима методика определения прочности пород на растяжение для монолитных образцов.

В качестве лабораторных методов определения сцепления и угла внутреннего трения могут быть использованы методы сдвига или кручения специальных образцов, включающих поверхности структурных неоднородностей. Определение сцепления и угла внутреннего трения по поверхностям неоднородностей путем сдвига в условиях одновременного действия сжимающих и срезающих нагрузок практически не отличается от испытаний монолитных образцов, описанных в гл. 3.

В противоположность этому метод кручения пригоден именно для образцов со структурными неоднородностями, для которых прочностные характеристики заведомо существенно меньше, чем для монолитных образцов. В этом случае основной недостаток метода кручения — вероятность разрушения путем отрыва по винтовой поверхности, располагающейся под углом 45° к продольной оси образца, — практически не проявляется. Для реализации испытаний методом кручения в Горном институте Кольского филиала АН СССР была сконструирована и изготовлена лабораторная установка (рис. 26) [59], с помощью которой могут испытываться цилиндрические или призматические образцы диаметром (стороной основания) 42 мм и высотой от 80 до 200 мм. Неоднородности в образце должны быть расположены под углом не менее 70° по отношению к продольной оси образца. Крутящий момент может быть измерен любым способом, в том числе и с помощью динамометрического ключа.



Рис. 26. Установка для определения сцепления, внутреннего трения и коэффициента трения по поверхностям структурных неоднородностей методом кручения.

1 — нижнее неподвижное зажимное устройство; 2 — верхнее, вращающееся зажимное устройство; 3 — динамометрический ключ; 4 и 5 — соединительные кольца и планки; 6 — образец с минерализованной естественной трещиной, подготовленный к испытаниям.

Определение сцепления $[\tau]$ в этом случае производится в условиях, приближающихся к условиям чистого кручения, и его значение вычисляется по формуле

$$[\tau] = M_0 / \omega_p, \quad (52)$$

где M_0 — крутящий момент, кгс·см; ω_p — момент сопротивления, для круга $\omega_p \approx 0,2d^3$; d — диаметр образца.

После вычисления сцепления угол внутреннего трения φ может быть определен путем кручения образцов в условиях вертикально приложенной статической нагрузки:

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{(M_1 - M_0) S}{\omega_p P}, \quad (53)$$

где M_1 — крутящий момент при статическом грузе, кгс·см; S — площадь поперечного сечения образца, см².

Определение коэффициента трения (внешнего) f может быть осуществлено в ходе тех же экспериментов после разрушения образца по поверхности неоднородности путем дальнейшего вращения:

$$f = M_k / \omega_p, \quad (54)$$

где M_k — конечное значение крутящего момента после разрушения образца по поверхности неоднородности.

Рис. 27. Пневматический пробоотборник и образец, выпиленный с его помощью из стенки горной выработки (рудник «Малиновая Варака», комбинат «Карел-слюда»).



Одним из главных препятствий к широкому применению лабораторных испытаний является сложность отбора образцов с выделенным типом структурных неоднородностей. Для этих целей может быть использован керн из скважин алмазного бурения, однако более эффективно применение специальных инструментов, позволяющих выпиливать необходимые образцы из обнажений горных пород. Одна из подобных конструкций ручного алмазного пробоотборника представлена на рис. 27 [59].

Изложенная методика лабораторного определения $[\tau]$ применялась, в частности, при изучении прочностных характеристик массива слюдоносных пегматитов Северной Карелии, уже упоминавшихся в § 20 настоящей главы.

Результаты исследований свидетельствуют, что ранее выделенным группам исходя из заполнения естественных трещин соответствуют вполне определенные диапазоны изменения прочностных характеристик. В частности, трещины группы I характеризуются значениями $[\sigma_p] < 30$ кгс/см²; $[\tau] < 40$ кгс/см²; большей прочностью обладают трещины группы II — $[\sigma_p] = 30 \div 120$ кгс/см²; $[\tau] = 40 \div 150$ кгс/см² и, наконец, самые прочные связи наблюдаются для трещин группы III ($[\sigma_p] > 120$ кгс/см²; $[\tau] > 150$ кгс/см²).

В отношении угла внутреннего трения φ необходимо отметить, что для ровных гладких трещин или контактов его значение на 10—12° меньше соответствующего значения для монолитных пород [152]. В тех же случаях, когда контакты слоев или трещин имеют зеркала скольжения, угол внутреннего трения понижается на 20—25° [152].

§ 22. ИЗУЧЕНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК СТРУКТУРНЫХ ОСЛАБЛЕНИЙ В НАТУРНЫХ УСЛОВИЯХ

Во многих случаях, особенно при изучении крупномасштабных структурных неоднородностей, единственным средством получения прочностных характеристик по их контактам

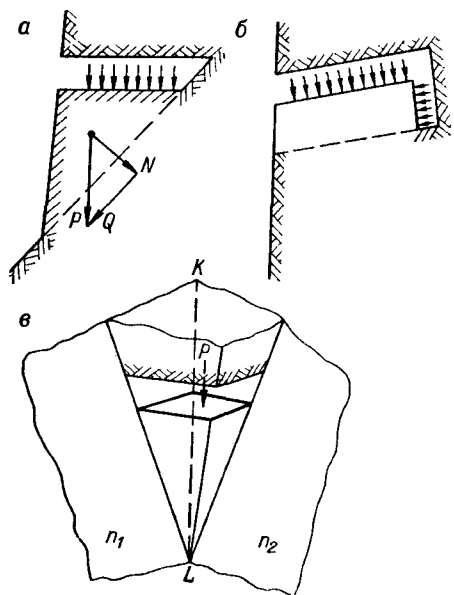


Рис. 28. Схемы оконтуривания и нагружения породных призм при определении сцепления по поверхностям естественных трещин при условии одностороннего нагружения (а), двустороннего нагружения (б) и среза одновременно по двум поверхностям трещины (в).

является проведение испытаний непосредственно в натурных условиях.

При этом сцепление $[\tau]$ обычно определяют путем среза породных призм, оконтуриваемых в породном массиве. Породную призму в массиве оконтуривают таким образом, чтобы она сохранила связь с массивом лишь по тем поверхностям, по которым надлежит установить сцеп-

ление пород. К этим поверхностям прикладываются нормальные и касательные напряжения, создаваемые специальными приспособлениями — гидравлическими домкратами или гидравлическими подушками (последние применяются в массивах слабых пород). На рис. 28 приведены различные схемы оконтуривания породных призм и приложения сдвигающих сил.

Щели, оконтуривающие породные призмы, в слабых породах создают с помощью ручных долот, в более прочных — электро-сверлами, пневматическими или электрическими перфораторами. В массивах скальных пород высокой прочности процесс создания щелей для размещения гидродомкратов весьма трудоемок. Щель создают путем бурения соприкасающихся шпуров (рис. 29, а). После разделки щели в нее между стальными плитами устанавливают гидродомкраты (рис. 29, б). Систему гидродомкратов подключают к масляному насосу и нагружают, фиксируя давление в домкратах манометром. Прекращение роста давления или его падение в гидравлической нагрузочной системе свидетельствует о том, что произошел срез породной призмы. Фиксируя усилие среза, ориентировку поверхностей среза относительно действующих сил и площади этих поверхностей, вычисляют сцепление.

При испытаниях по схемам, представленным на рис. 28, а, б, сцепление вычисляют по формуле

$$[\tau] = (1/F)(Q - N \operatorname{tg} \varphi), \quad (55)$$

Рис. 29. Определение сцепления по естественным трещинам в массиве скальных пород.

а — щель для размещения давящей установки; б — давящая установка, состоящая из стальных плит и гидродомкратов; в — породная призма после среза (отчетливо видны поверхности естественных трещин, по которым произошел срез).

где F — площадь среза, Q и N — касательная и нормальная составляющие усилия P среза.

В случае, когда срез производится одновременно по двум поверхностям (рис. 28, в), прочность контактов по которым можно считать одинаковой, формула для определения сцепления получает следующий вид:

$$[\tau] = \frac{P}{F_{\text{общ}}} (\sin \delta_{\text{п}} - \cos \delta_{\text{п}} \operatorname{tg} \varphi), \quad (56)$$

где P — усилие среза породной призмы; $F_{\text{общ}} = F_1 + F_2$ — общая площадь среза призмы по двум плоскостям структурного блока; $\delta_{\text{п}}$ — угол наклона линии KL пересечения плоскостей среза (см. рис. 28, в).

Значение угла $\delta_{\text{п}}$ может быть вычислено аналитически по элементам залегания поверхностей трещин n_1 и n_2 , по которым происходил срез породной призмы. Однако проще определять угол графически, пользуясь известными методами горной геометрии. Погрешность графического определения по сравнению с аналитическим не превосходит 1—2 %.

В тех случаях, когда по каждой из двух поверхностей структурного блока, по которым произведен срез породной призмы,



сцепления визуально оценивают как существенно различные (например, по различной шероховатости поверхностей контактов, различному заполнению трещин или по зазору и т. д.), методика их определения усложняется. Требуется провести по крайней мере два опытных среза породных призм по поверхностям трещин одноименных систем. Это позволяет составить и совместно решать систему двух уравнений

$$\left. \begin{aligned} [\tau_1] F'_1 + [\tau_2] F'_2 &= P' (\sin \delta' - \cos \delta' \operatorname{tg} \varphi); \\ [\tau_1] F''_1 + [\tau_2] F''_2 &= P'' (\sin \delta'' - \cos \delta'' \operatorname{tg} \varphi), \end{aligned} \right\} \quad (57)$$

где $[\tau_1]$ и $[\tau_2]$ — определяемые сцепления по каждой из двух поверхностей среза.

Знаками ' и '' обозначены соответствующие регистрируемые параметры в первом и втором экспериментальных срезах призм. В тех случаях, когда число опытных срезов породных призм более двух, известными методами решают систему с избыточным числом уравнений, производя уравнивание результатов по способу наименьших квадратов и оценку разброса экспериментальных данных.

§ 23. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВОВ

Степень развития трещиноватости оказывает существенное влияние на устойчивость пород в обнажениях, на прочность целиков. Поэтому важно бывает знать относительное развитие трещиноватости на различных участках шахтного поля заблаговременно, до начала горных работ оценивать возможное ее развитие и изменения в пределах подлежащего разработке месторождения, нового вскрываемого горизонта, подготавливаемого к разработке нового участка шахтного поля и т. д.

Первые оценки степени развития и закономерностей пространственной ориентировки трещиноватости массива могут быть получены уже при разведке месторождений. Для этого на стадиях разведки и изысканий проводят изучение трещиноватости по обнажениям коренных пород на земной поверхности, экстраполируя результаты в глубь массива. При достаточной площади и представительности обнажений такое изучение позволяет установить пространственную ориентировку основных систем трещин. При этом вследствие выветрелости приповерхностной части породного массива обычно в обнажениях фиксируют наиболее высокую степень развития трещиноватости.

Особенно широки возможности изучения трещиноватости коренных пород в тех случаях, когда в комплекс разведочных работ входит проходка шурфов и разведочных канав.

Значительная информация о пространственных закономерностях структурных ослаблений массива может быть получена на основе изучения трещиноватости по кернам геологоразведочных скважин. Для такого изучения необходимо обеспечить фиксацию первоначальной пространственной ориентировки извлекаемых кернов. Керна подвергают далее визуальному осмотру, выявляют в них естественные ослабления (трещины, поверхности напластования) и измеряют ориентировку ослаблений относительно образующей керна, определяя затем пересчетом элементы залегания этих поверхностей ослабления в массиве. Наряду с этим часть керна используют для изготовления так называемых *ориентированных шлифов* (положение плоскостей строго определено в пространстве).

Под микроскопом изучают микротрещиноватость по шлифам, определяя ориентировку микротрещин относительно ориентированных осей шлифов. Результаты измерений подвергают статистической обработке на диаграммах, выявляя пространственную ориентировку систем микротрещиноватости. Поскольку системы макро- и микротрещиноватости массивов по их пространственной ориентировке четко взаимно коррелируются, такой анализ позволяет предварительно прогнозировать пространственную ориентировку основных систем крупно- и мелко-блоковой трещиноватости.

Степень структурного ослабления массива может существенно изменяться по простиранию и по глубине. Для прогнозирования трещиноватости на подлежащих вскрытию новых горизонтах или участках месторождения, смежных по простиранию с разрабатываемой частью месторождения, следует производить анализ изменений интенсивности трещиноватости — плотности трещин различных систем и интенсивности трещиноватости участков массива в целом. Такой анализ позволяет также прогнозировать приближение горных работ к тектоническим разрывам, не выявленным при разведке месторождения, поскольку вблизи разрывных нарушений обычно развита оперяющая трещиноватость, вследствие чего общая интенсивность трещиноватости возрастает.

Анализ погоризонтных диаграмм трещиноватости позволяет выявить закономерности изменения ее с глубиной и путем экстраполяции дать прогноз развития трещиноватости на очередном горизонте, подготавливаемом к вскрытию.

Глава 5. МЕТОДЫ ИЗМЕРЕНИЙ
В НАТУРНЫХ УСЛОВИЯХ§ 24. РОЛЬ НАТУРНЫХ НАБЛЮДЕНИЙ И ИЗМЕРЕНИЙ
И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ

Процессы механики горных пород изучают с привлечением трех различных групп методов: аналитических, моделирования и натуральных наблюдений и измерений. Последняя группа методов является при этом основной, поскольку в процессах горных работ чрезвычайно велико многообразие влияющих факторов. Это обусловлено как большим разнообразием и изменчивостью горно-геологических условий, так и вариациями режимов ведения и параметров горных работ, а также тем, что горные работы постоянно развиваются и фронт их непрерывно перемещается в пространстве. Поэтому, хотя наблюдения и измерения в натуральных условиях трудоемки и организационно сложны, без них невозможно выявить основные определяющие факторы изучаемых процессов и правильно поставить задачи для аналитических исследований и моделирования. Основная задача натуральных наблюдений состоит в том, чтобы выяснить в общих чертах механизм изучаемых процессов, выделить доминирующие факторы, установить наиболее важные параметры изучаемых процессов.

К настоящему времени для задач механики горных пород разработано и применяется на практике большое число экспериментальных методов натуральных измерений. Их можно подразделить по видам решаемых задач и изучаемых процессов на четыре основных класса (табл. 5), из которых методы, относящиеся к классу I, были описаны выше.

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 натуральных условиях. Сущность визуальных наблюдений состоит в фиксации видимых проявлений горного давления и сдвижения горных пород. Они позволяют получить те необходимые сведения, кото-

Классификация методов натуральных измерений в механике горных пород

Класс методов	Группа методов
I. Определение физических свойств и структурных характеристик пород в массиве	1. Определение плотностных свойств пород в массиве 2. Определение структурных характеристик породного массива 3. Определение механических свойств пород в массиве
II. Определение параметров сдвижения горных пород	1. Измерение оседаний горных пород и земной поверхности 2. Измерение горизонтальных сдвижений горных пород и земной поверхности 3. Измерение относительных смещений и макродеформаций 4. Измерение сближений пород в выработках 5. Измерение наклонов
III. Исследование напряженного состояния горных пород и его изменений	1. Определение абсолютных деформаций и напряжений 2. Наблюдения за изменениями деформаций и напряжений
IV. Изучение взаимодействия пород с крепью и давления обрушенных пород	1. Измерение давления пород на крепь, днища, закладку и пр. 2. Исследование крепей и механизированных комплексов

рые 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.

Однако применение визуальных методов в качестве основного метода исследования при кажущейся их простоте требует большого опыта и, главное, весьма четкого представления о механизме происходящих явлений.

Например, основная особенность процесса потери устойчивости пород в условиях скальных массивов заключается в доминирующей роли разрушений пород над их деформированием и, как следствие, в образовании вокруг выработок ослабленной зоны, из пределов которой возможно вывалообразование.

Исходя из этого главной задачей натурных обследований выработок визуальными методами в этих условиях является локализация в первую очередь участков разрушений пород в выработках. В то же время по виду разрушений, их масштабу и приуроченности к тем или иным структурным элементам массива можно с достаточной надежностью оценить уровень напряженности массива, а также размеры и направление действующих сил, если последние достигают значений, близких к пределу разрушения пород, к предельной прочности крепи.

В заключение необходимо отметить, что, несмотря на большое значение и весьма широкое применение визуальных методов в механике горных пород, к настоящему времени практически отсутствуют какие-либо методические разработки, регламентирующие их проведение в каких-то типовых условиях или для отдельных классов задач. Исключение составляют лишь условия скальных массивов, где одной из первых попыток такого рода является детальное описание визуальных методов получения исходной информации для целей оценки устойчивости выработок [59].

§ 25. ИЗМЕРЕНИЕ СДВИЖЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ И ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД

Изучение характера и измерение параметров сдвига 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 сдвига.

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.

Реперы наземных наблюдательных станций обычно располагают в створах профильных линий с таким расчетом, чтобы обеспечить получение необходимых данных о границах области сдвига и об основных параметрах процесса сдвига 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 сдвига. Наблюдения на такой станции весьма трудоемки.

Различные типы наблюдательных станций на земной поверхности и принципы расчета протяженности профильных линий и других параметров освещаются ниже в гл. 13, 14.

В тех случаях, когда стремятся с максимально возможной степенью детальности изучить механизм процесса сдвига всего породного массива, необходимо сочетать наблюдения 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.

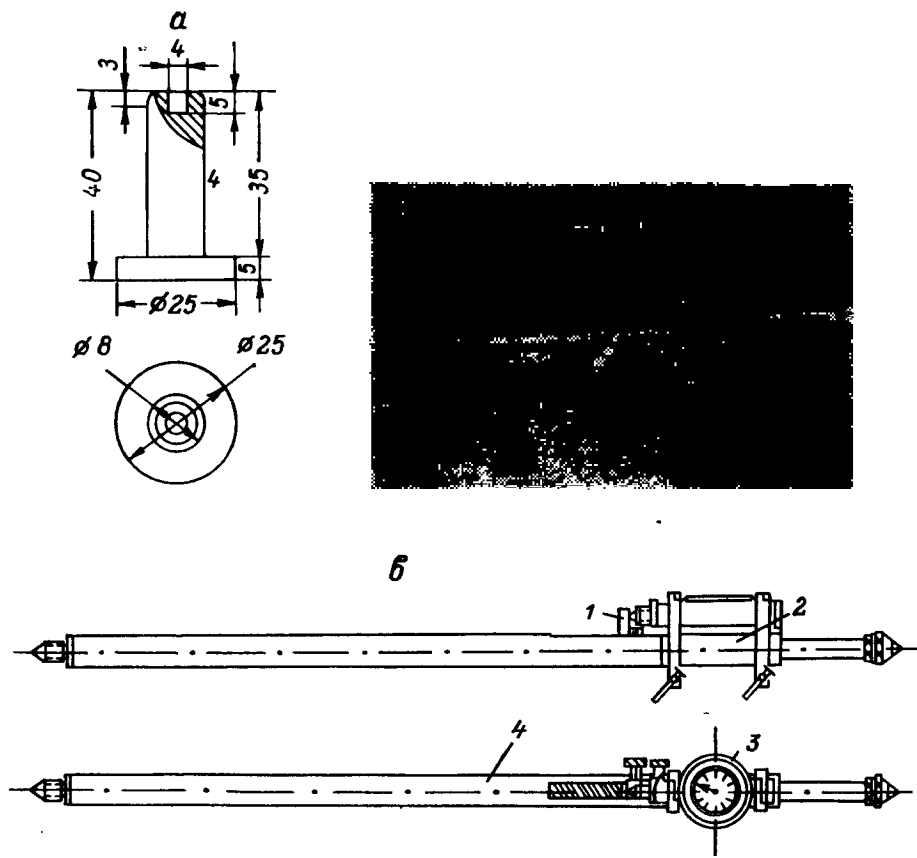


Рис. 30. Конструкция и установка парных реперов в горных выработках. *a* — конструкция репера-марки; *б* — репер, зацементированный в породном массиве с установленной измерительной колонкой; *в* — измерительная колонка для наблюдений за сближением боковых пород. 1 — упор для индикатора; 2 — патрубок; 3 — индикаторная головка; 4 — репер; 5 — колонка.

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 боку) или кровле и почве выработки один против другого (рис. 30). По парным реперам с помощью распорных измерительных колонок ведут наблюдения за сближением пород по мере развития горных работ.

Для изучения сдвижений толщи горных пород большое распространение 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 (проволока) или жесткими (штоки). Собственно *глубинные реперы* представляют собой металлические патрубки соответствующей конструкции или деревянные цилиндры, посаженные на 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 проволоки или штанг [103].

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 проволоки или штоков конус внедряется в цилиндр и плотно расклинивает его в скважине [103].

При бурении скважин с земной поверхности наиболее часто применяют *глубинные реперы* с гибкими механическими связями (рис. 31). При этом измерения смещений производятся с помощью реостатных датчиков или отсчетных кругов, укрепленных на блоках, через которые перекидывается проволока.

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 [103]. В этих случаях смещения реперов измеряются при помощи мерной ленты, рулетки, штангенциркуля или индикаторов часового типа.

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

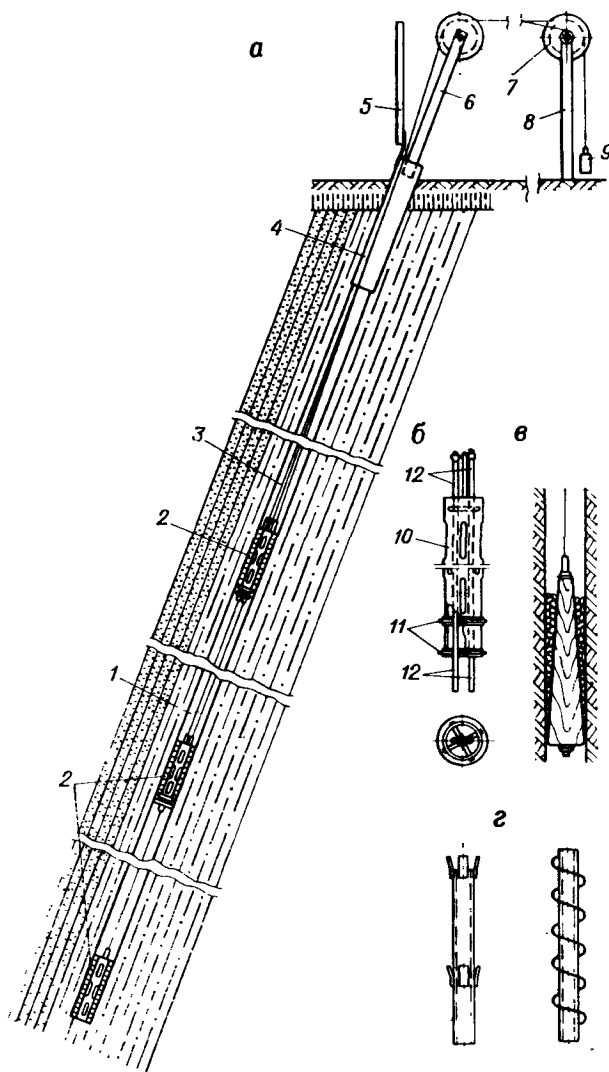


Рис. 31. Скважина с глубинными реперами, пробуренная с земной поверхности, и типы глубинных реперов.

a — 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* — конструкция 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 — блоки; 8 — дополнительный кронштейн; 9 — противовесы; 10 — тело глубинного репера; 11 — резиновые прокладки; 12 — трубки для пропуска проволок или тросиков от глубинных реперов.

связей с устьем скважины. Примером подобных наблюдений являются радиометрические наблюдения за сдвижением массива пород [124].

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 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-картаж 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 [102].

Датчик представляет собой систему из магнитоуправляемого герметизированного контакта (геркона) и постоянного магнита. 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 геркона, находясь в магнитном поле постоянного магнита, всегда замкнуты. Когда в магнитное поле датчика попадает металлический репер, напряженность поля между герконом и постоянным магнитом ослабляется вследствие влияния магнитоактивной массы репера, и контакты 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 сдвижению, находят геофизические наблю-

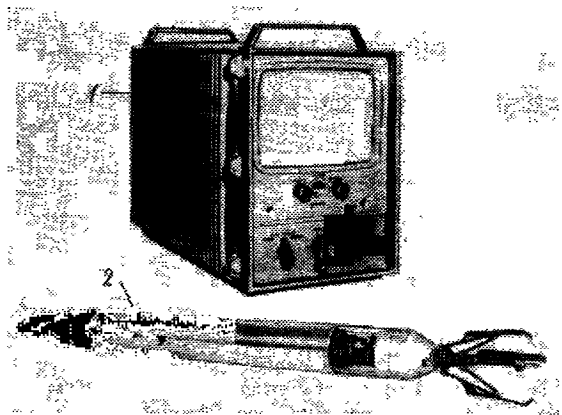


Рис. 32. Скважинная телевизионная установка ПТУ-12г.
1 — видеоконтрольное устройство; 2 — передающая камера.

дения, 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 сдвижения, а также устанавливать участки толщи, где происходит расслоение пород при сдвижении.

Для определения участков нарушения сплошности породного массива и абсолютных величин расслоения пород при их сдвижении 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 АН СССР (ИПКОН), показана на рис. 32 [118]. 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.

§ 26. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ

Способы определения естественных напряжений в массиве горных пород, в окрестностях выработок, в целиках и т. д. по физическим принципам, на которых они основаны, можно подразделить на несколько групп.

Первую группу составляют способы, суть которых — оценка параметров различных технологических процессов горного производства, изменяющихся в зависимости от степени естественной напряженности массива. К этой группе относятся способы, основанные на определении усилия подачи бурового инструмента на забой скважины, процента выхода и фракционного состава штыба и буровой мелочи, степени выхода и вида разрушения керна буровых скважин, формы и размеров камуфлетных полостей при взрыве зарядов постоянной мощности, а также методы, в определенной степени моделирующие указанные процессы (вдавливание штампа в забой или стенки скважины, с применением специальных прочностномеров и пр.) [48].

Ко второй группе относятся деформационные способы, в основе которых лежит измерение деформаций пород с последующим вычислением действующих напряжений.

Наиболее распространенным деформационным способом определения абсолютных значений напряжений является *метод разгрузки*. Он основан на измерении упругих деформаций некоторого элемента породного массива при разгрузке этого элемента от действовавших в нем напряжений и упругом восстановлении им первоначальных (не измененных напряжениями) формы и размеров. По измеренным деформациям, зная упругие константы пород (модуль продольной упругости E и коэффициент поперечных деформаций ν), вычисляют действующие напряжения, используя математический аппарат теории



Рис. 33. Унифицированный комплект измерительной аппаратуры и оборудования УКР-72 для определения напряжений в массиве пород методом разгрузки.

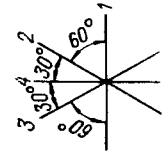
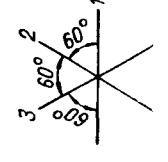
упругости [67, 82]. Теоретической базой метода служит теорема о разгрузке проф. А. А. Ильюшина, согласно которой для любого сложного напряженного состояния зависимости между деформациями упругого восстановления при разгрузке и действовавшими в элементе среды напряжениями подчиняются теории упругости.

Применяют метод в двух основных вариантах: варианте торцевых измерений и варианте соосных скважин. Вариант торцевых измерений получил в СССР и странах СЭВ наибольшее распространение. В результате совместных работ специалистов из ГДР, ПНР, СССР и ЧССР применительно к этому варианту, для условий скальных пород, разработаны и серийно выпускаются унифицированные комплекты измерительной аппаратуры и оборудования (рис. 33).

Для измерений бурят из горной выработки в заданном направлении скважину диаметром 76—80 мм. В выбранной для измерений точке массива коронкой специальной конструкции забой (торец) скважины шлифуют. Затем с помощью прижимного и ориентирующего устройств к торцу скважины в строго ориентированном положении приклеивают розетку из четырех или трех электротензометрических датчиков. После полной полимеризации клея, обеспечивающего совместность деформаций пород и тензодатчиков, кольцевой коронкой производят обуривание торца скважины. При этом обуриваемый элемент породного массива освобождается от действовавших в нем напряжений и испытывает деформации, фиксируемые тензодатчиками.

Таблица 6

Формулы для вычисления главных напряжений в плоскости торца измерительной скважины

Определяемая величина	Схема розетки тензодатчика	Трехдатчиковая равноугольная
σ_{\max}	 <p>Четырехдатчиковая</p> $\frac{E}{2} \left\{ \frac{\epsilon_1 + \epsilon_2}{1 - \nu} + \frac{1}{1 + \nu} \sqrt{(\epsilon_1 - \epsilon_4)^2 + \frac{4}{3} (\epsilon_2 - \epsilon_3)^2} \right\}$	 <p>Трехдатчиковая равноугольная</p> $E \left\{ \frac{\epsilon_1 + \epsilon_2 + \epsilon_3}{3(1 - \nu)} + \frac{1}{1 + \nu} \sqrt{\left(\epsilon_1 - \frac{\epsilon_1 + \epsilon_2 + \epsilon_3}{3} \right)^2 + \left(\frac{\epsilon_2 - \epsilon_3}{\sqrt{3}} \right)^2} \right\}$
σ_{\min}	$\frac{E}{2} \left\{ \frac{\epsilon_1 + \epsilon_4}{1 - \nu} - \frac{1}{1 + \nu} \sqrt{(\epsilon_1 - \epsilon_4)^2 + \frac{4}{3} (\epsilon_2 - \epsilon_3)^2} \right\}$	$E \left\{ \frac{\epsilon_1 + \epsilon_2 + \epsilon_3}{3(1 - \nu)} - \frac{1}{1 + \nu} \sqrt{\left(\epsilon_1 - \frac{\epsilon_1 + \epsilon_2 + \epsilon_3}{3} \right)^2 + \left(\frac{\epsilon_2 - \epsilon_3}{\sqrt{3}} \right)^2} \right\}$
τ_{\max}	$\frac{E}{2(1 + \nu)} \sqrt{(\epsilon_1 - \epsilon_4)^2 + \frac{4}{3} (\epsilon_2 - \epsilon_3)^2}$	$\frac{E}{1 + \nu} \sqrt{\left(\epsilon_1 - \frac{\epsilon_1 + \epsilon_2 + \epsilon_3}{3} \right)^2 + \left(\frac{\epsilon_2 + \epsilon_3}{\sqrt{3}} \right)^2}$
θ	$\frac{1}{2} \arctg \frac{2(\epsilon_2 - \epsilon_3)}{\sqrt{3}(\epsilon_1 - \epsilon_4)}$	$\frac{1}{2} \arctg \frac{(\epsilon_2 - \epsilon_3)/\sqrt{3}}{\epsilon_1 - (\epsilon_1 + \epsilon_2 + \epsilon_3)/3}$

Примечание. σ_{\max} и σ_{\min} — наибольшее и наименьшее главные напряжения в плоскости торца измерительной скважины; τ_{\max} — наибольшее касательное напряжение в той же плоскости; θ — угол между σ_{\max} (или σ_{\min}) и осью датчика с индексом 1 (см. схемы розеток тензодатчиков); $\epsilon_1, \epsilon_2, \epsilon_3, \epsilon_4$ — относительные деформации по показаниям датчиков с индексами соответственно 1, 2, 3 и 4; E и ν — модуль упругости и коэффициент поперечных деформаций пород.

Используя формулы теории упругости, связывающие измеренные деформации и соответствующие им напряжения, определяют главные напряжения в плоскости торца скважины. Соответствующие формулы для вычисления напряжений приведены в табл. 6. При вычислении напряжений используют упругие константы пород E и ν , определяемые по породному керну, который получают при обуривании торца скважины в точке измерения. Это позволяет исключить погрешность, обусловленную вариациями упругих констант в различных точках массива. Описанный цикл измерений дает значения главных (квазиглавных) напряжений в плоскости торца скважины в одной выбранной точке массива. Продолжая бурение скважины и повторяя аналогичные измерения в других намеченных точках, получают серию измерений, которые подвергают затем математической обработке и анализу [147].

Вариант соосных скважин отличается от описанного тем, что бурят опережающую центральную скважину малого диаметра (около 40 мм). В ней устанавливают деформометры (схема Н. Хаста [171]) либо на ее стенки с помощью специальных приспособлений наклеивают тензодатчики (схема Е. Лимана [177]).

В первом случае фиксируют изменение диаметра центральной скважины по различным направлениям. При этом для перехода от измеренных перемещений (изменений диаметров центральной скважины) к напряжениям используют данные лабораторной градуировки датчиков деформометра в специально вырезанных породных призмах с модулем упругости, равным модулю упругости исследуемого массива.

Во втором случае, при расположении датчиков по схеме, приведенной на рис. 34, напряжения по результатам измерения деформаций $\epsilon_1, \epsilon_2, \epsilon_3$ вычисляют по формулам

$$\left. \begin{aligned} \epsilon_0 &= \frac{E}{1-\nu^2} (\epsilon_1 + \nu\epsilon_2); \\ \sigma_z &= \frac{E}{1-\nu^2} (\nu\epsilon_1 + \epsilon_2); \\ \tau_{\theta z} &= G (\epsilon_1 + \epsilon_2 - 2\epsilon_3), \end{aligned} \right\} \quad (58)$$

где E, G и ν — соответственно модуль упругости, модуль сдвига и коэффициент поперечных деформаций пород исследуемого массива.

В случаях, когда в напряженных породных массивах при разгрузке наряду с мгновенными упругими деформациями проявляются деформации упругого последствия, вычисленные напряжения будут отличаться в большую сторону по сравнению с фактическими, например в аргиллитах эта разница может достигать 17%. При определении напряжений в таких по-

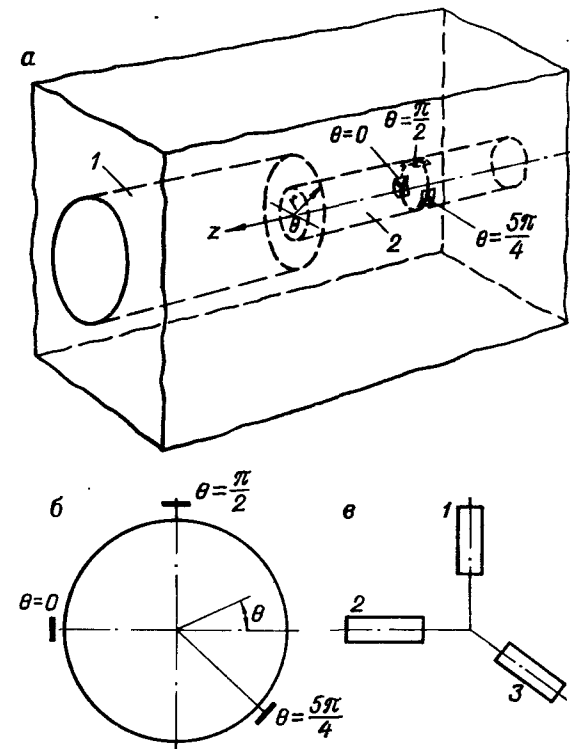


Рис. 34. Схема наклейки электротензометрических датчиков на стенки скважины малого диаметра при измерениях напряжений в массиве пород методом разгрузки в варианте соосных скважин (схема Е. Лимана).

a — расположение измерительной и разгрузочной скважин в массиве; b — размещение розеток тензодатчиков на стенках скважины малого диаметра; c — расположение датчиков в розетке.
1 — скважина диаметром 110–120 мм или больше; 2 — измерительная скважина диаметром 40 мм.

родах с использованием формул теории упругости в результаты измерений вводят поправки либо применяют формулы, непосредственно учитывающие неупругие свойства пород, устанавливаемые по данным лабораторных испытаний.

При измерениях в относительно слабых и хрупких породах, например в каменном угле, иногда бывает трудно обеспечить целостность обуриваемого керна. В таких случаях размеры разгружаемого элемента обычно увеличивают либо применяют другие способы измерений [69].

Наряду с определением абсолютных значений действующих напряжений часто требуется проследить за их изменениями во времени по мере развития горных работ. Применять для этого метод разгрузки, повторяя каждый раз полный комплекс тру-

доемких измерений, нецелесообразно. Для определения изменений напряженного состояния пород применяют обычно различные *деформометры*, размещаемые в буровых скважинах и фиксирующие изменения диаметра скважин по различным направлениям, поперечные и продольные деформации стенок скважины либо суммарный эффект деформации скважины. Применяют при этом два типа деформометров. Первый тип — это так называемые податливые включения (иногда их называют «мягкими») — деформометры, фиксирующие деформации стенок скважины, практически не оказывая воздействия на массив пород. Второй тип — упругие включения, оказывающие активное сопротивление деформациям горных пород.

Разработано и применяется большое количество различных деформометров. Наиболее широко используют скважинные гидравлические датчики, применение которых основано на методе разности давлений [68]. В скважину помещают гидравлический датчик — цилиндрический домкрат с резиновой оболочкой и создают на контакте с горной породой исходное давление. Изменение давления в гидросистеме, фиксируемое манометром, является исходным для расчета изменения напряжений в рассматриваемой точке массива.

Различные по конструкциям поперечные и продольные деформометры позволяют фиксировать изменения диаметров скважин и продольные деформации по скважинам с помощью проволочных тензодатчиков сопротивления, индукционных, емкостных, магнитострикционных и других датчиков. Широкое распространение получили также фотоупругие покрытия, определение напряжений в которых ведут путем наблюдения интерференционной картины в поляризованном свете и измерения оптической разности хода с помощью полярископов [95]*.

Значительно распространены фотоупругие (оптически чувствительные) датчики [62]. Датчик в виде упругого включения из оптически чувствительного стекла — сплошной или полый цилиндр — помещают в скважине, обеспечивая его надежное сцепление с породным массивом посредством цементирования. Применение полых цилиндров позволяет изменять чувствительность датчиков путем подбора необходимых соотношений их внешнего и внутреннего диаметров.

В качестве примера на рис. 35 представлена серийно выпускаемая портативная аппаратура японской фирмы Соккиша. Аналогичные конструкции шахтных полярископов разработаны и в СССР, в частности в институте горного дела Сибирского отделения АН СССР.

Так называемые компенсационные способы определения действующих напряжений в массивах горных пород

* Подробнее см. гл. 6.

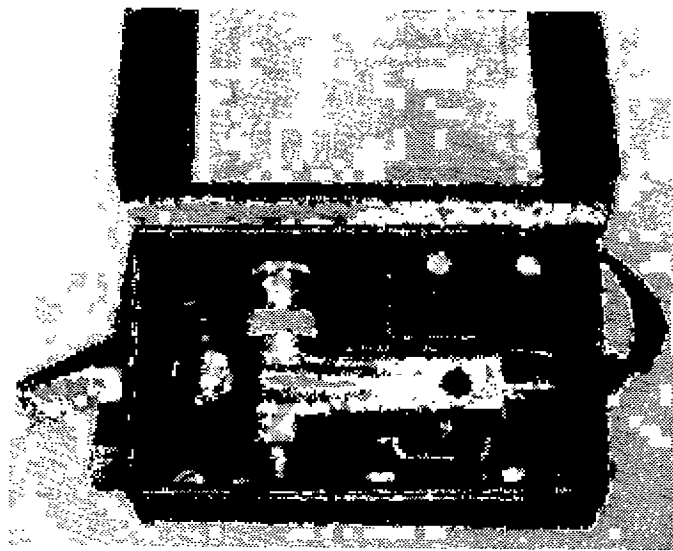


Рис. 35. Портативный полярископ для измерения напряжений с помощью фотоупругих датчиков (Япония).

следует отнести к третьей группе. Сущность этих способов заключается в первоначальном снятии и последующем искусственном восстановлении напряжений на изучаемом участке массива. Снятие напряжений — разгрузка массива — осуществляется с помощью создаваемых полостей различных конфигураций (скважин, щелей и т. д.), а восстановление напряженного состояния — путем нагружения образованных полостей с помощью специальных нагрузочных приспособлений (дилатометров, домкратов, гидроподушек и др.).

Широкое распространение из способов этой группы в последние годы получил метод гидроразрыва [91, 94]. Особенностью этого метода является восстановление естественных напряжений в скважине и дальнейшее их увеличение до появления трещин разрыва в стенках.

Если измерительная скважина пробурена по направлению одного из главных напряжений естественного поля, то давление, необходимое для образования трещин в ее стенках, равно

$$p_{\max} = 3\sigma_{\min} - \sigma_{\max} + [\sigma_p], \quad (59)$$

где σ_{\max} , σ_{\min} — соответственно максимальное и минимальное главные напряжения в плоскости измерения; $[\sigma_p]$ — прочность пород при растяжении.

Дальнейшее расширение образовавшейся трещины происходит при давлении, численно равном σ_{\min} . Таким образом

в процессе нагнетания жидкости в скважину по показаниям манометра определяются σ_{\max} и σ_{\min} , их направление в массиве может быть установлено по ориентации в пространстве трещины растяжения, которая всегда нормальна к направлению действия σ_{\min} .

Модификацией данного способа является использование гидравлических датчиков конструкции ИГД Сибирского отделения АН СССР в качестве дилатометров. В этом случае пространственная ориентация трещины растяжения может быть зафиксирована по следу на резиновой оболочке датчика [116].

Четвертую группу составляют геофизические способы измерений напряжений в массиве горных пород, которые основаны на взаимосвязи с естественным напряженным состоянием параметров различных искусственно наводимых физических полей. Геофизические способы отличаются, как правило, высокой мобильностью и производительностью. Кроме того, параметры напряженного состояния, получаемые этими методами, обычно характеризуют существенно большие объемы массива по сравнению с методами других групп.

Среди геофизических способов наиболее полно разработан *импульсный сейсмический (ультразвуковой) метод определения напряжений*. Он основан на взаимосвязи с напряженным состоянием горных пород сейсмических характеристик — скорости и затухания упругих волн, возбуждаемых в массиве. Для количественной оценки напряжений в породном массиве используют эффект *скоростной анизотропии пород* при их нагружении. Сущность этого эффекта состоит в том, что для многих пород с возрастанием давления увеличивается скорость продольных упругих волн. При этом рост скорости происходит по тому же направлению, что и увеличение нагрузки, тогда как в других направлениях эти изменения незначительны.

Для различных пород рост скоростей продольных волн с увеличением давления неодинаков: от нескольких процентов до 50 % и более. Рост скоростей начинается сразу же с увеличением давления и прекращается при напряжениях, составляющих для различных пород 30—70 % разрушающего напряжения сжатия. При неравномерном нагружении, т. е. когда напряжения по одному из направлений превышают таковые по другим направлениям, в массиве пород появляется скоростная анизотропия.

Для количественной интерпретации результатов измерений проводят лабораторные определения скоростной анизотропии на образцах пород, отобранных с участка измерений, и строят градуировочные графики. В натуральных условиях измерения ведут на частотах около 100 кГц по схеме прозвучивания в трех параллельных шпурах или скважинах, пробуриваемых в вершинах квадрата с длиной стороны 50 см [149]. Для измерений

применяют серийные переносные ультразвуковые дефектоскопы и ультразвуковые шахтные датчики (см. рис. 23), применяемые для определения упругих характеристик в массиве пород, описанных в гл. 4.

В случаях, когда при нагружении образцов пород до разрушающих напряжений скорость ультразвуковых волн не возрастает или прирост скорости колеблется в незначительных пределах, сейсмоакустические измерения для оценки напряжений в массиве пород неприменимы.

Менее разработан *радиометрический метод определения напряжений*, связанный с наведением в исследуемом участке массива радиационного поля [55]. Метод основан на эффекте различного поглощения радиоактивных излучений породами в зависимости от их плотности. С ростом сжимающих напряжений плотность пород, особенно сравнительно малоплотных, существенно возрастает. При гамма-гамма-каротаже соответствующих участков массива с ростом действующих сжимающих напряжений частота импульсов уменьшается. Этот эффект используют для оценки напряжений в угольном массиве и породах угленосных толщ. Но он может дать достаточно надежные результаты и для весьма плотных скальных пород, таких как граниты, диабазы и др., для которых абсолютные изменения плотности с ростом всестороннего давления обычно не превышают 1 %.

Электрометрический метод определения напряжений принципиально осуществим в двух модификациях: на постоянном и переменном токе. Метод основан на эффекте изменения удельного электрического сопротивления пород с изменением их напряженного состояния [81].

Характерно, что в зависимости от состава и структуры пород знак изменения сопротивления с ростом давления может быть различным. Для пород с высокой пористостью и большим содержанием влаги вследствие уменьшения сечения токопроводящих каналов и частичного закрытия пор сопротивление с ростом давления увеличивается. Для плотных изверженных и других пород с низким содержанием влаги, проводимость которых определяется в основном наличием токопроводящих компонентов, вследствие их уплотнения под действием сжимающих напряжений и уменьшения расстояний между проводящими компонентами сопротивление понижается.

Удельное электрическое сопротивление весьма чувствительно к изменению напряжений. Но в то же время оно еще чувствительнее к изменениям влажности пород. Наряду с влажностью существенную роль играет степень минерализации подземных вод. Вследствие отмеченных обстоятельств применение электрометрического метода, по-видимому, ограничивается усло-

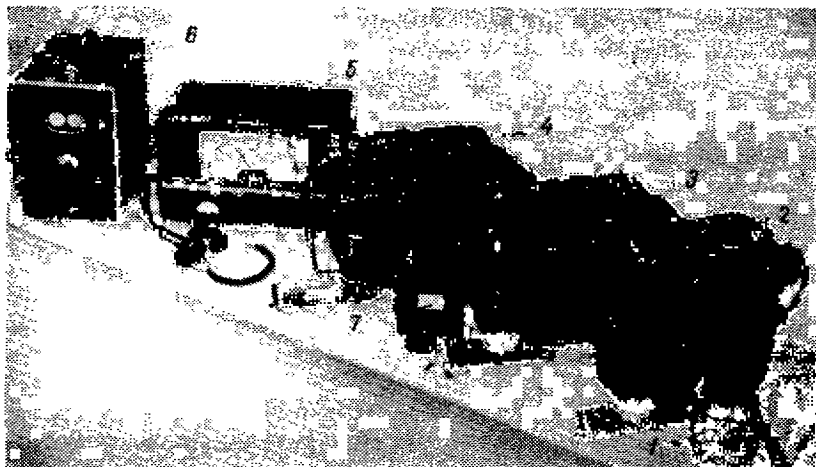


Рис. 36. Сейсмоакустическая аппаратура во взрывобезопасном исполнении (типа ЗУА-3 конструкции М. С. Анцыферова).

1 — геофон; 2 — усилитель; 3 — преобразователь; 4 — линейный усилитель; 5 — демодулятор; 6 — счетчик импульсов; 7 — контрольный прибор.

виями рудников, где полностью отсутствуют водопритоки и нет колебаний влажности пород.

Возможен и принципиально другой подход к оценке напряженного состояния пород на основе электрометрических измерений. Он базируется на измерении параметров естественного геоэлектрического поля в массиве пород и изменений этих параметров с изменением напряженного состояния [140].

Магнитный метод определения напряжений базируется на слабых ферромагнитных свойствах и положительной магнетострикции ряда горных пород. В таких породах с изменением напряжений меняется магнитная восприимчивость. Эти изменения и подлежат измерению для оценки изменений напряженного состояния.

Широкое применение для оценки напряженного состояния горных пород и прогнозирования опасных ситуаций, связанных с внезапными обрушениями пород, горными ударами, внезапными породными выбросами, получил *сейсмоакустический (звукометрический) метод* [37]. Он основан на использовании естественных акустических (звуковых) импульсов, возникающих в массиве пород вследствие микроразрушений, обусловленных общим или локальным ростом напряжений. Регистрацию импульсов ведут с помощью специальных датчиков — геофонов, устанавливаемых в скважины и воспринимающих звуковые колебания, возникающие в окружающем массиве при

микроразрушениях. Комплект аппаратуры для шахтных измерений показан на рис. 36. Звуковые импульсы, воспринимаемые геофоном, могут непосредственно прослушиваться наблюдателем либо регистрироваться на ленте самописца. Возможна высокочастотная проводная либо беспроводная дистанционная передача и автоматическая регистрация поступающих импульсов.

Число импульсов, регистрируемых в единицу времени, соответствует числу единичных микроразрушений в массиве пород вблизи места нахождения геофона. Длительность единичного звукового импульса во всех породах невелика: от 0,01 до 0,1 с. Звуковые импульсы большей продолжительности могут наблюдаться лишь на конечной стадии разрушения пород за счет слияния следующих один за другим коротких звуков. Изменение числа импульсов служит показателем относительного изменения уровня напряженности породного массива. Этот показатель, существенно различный для разных горно-геологических условий, используют как критерий степени опасности обрушений и динамических проявлений горного давления в соответствующих частях массива, в пределах которых проводят наблюдения и осуществляют сейсмоакустический контроль.

§ 27. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СМЕЩЕНИИ И НАПРЯЖЕНИИ ПРИ ДИНАМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЯХ

При ведении взрывных работ на статическое поле напряжений накладываются кратковременно действующие знакопеременные неравномерные динамические поля. Для измерения количественных параметров этих полей применяют вибрографы или сейсмоприемники. Ряд сейсмоприемников, установленных на различном удалении от места взрыва, позволяет получить характеристику поля динамических напряжений, а именно параметры скорости распространения в массиве упругой волны напряжений, максимальные скорости и амплитуды смещения точек массива, затухание упругой волны по мере удаления от места взрыва. По параметрам скорости распространения волны и максимальных смещений точек вычисляют максимальные деформации сжатия и растяжения, а от них переходят к значениям максимальных динамических сжимающих и растягивающих напряжений.

Наряду с использованием сейсмоприемников возможен прямой метод измерения динамических упругих деформаций и определения по ним напряжений. Он основан на применении специальных керновых тензометрических датчиков. На участках наблюдений отбирают породные штуфы и выбуривают из них керны диаметром 40 мм. Отрезок керна длиной 5—10 см распиливают вдоль образующей на три части (рис. 37, б). На



Рис. 37. Общий вид (а) и конструкция (б) керновых тензометрических датчиков для измерения деформаций горных пород при динамических воздействиях.

1 — керновый датчик; 2 — соединительный кабель; 3 — штепсельный разъем для подключения к регистрирующей аппаратуре.

плоскости одной из них наклеивают розетки тензодатчиков и затем все три части керна склеивают, получая керновый тензодатчик (рис. 37, а), позволяющий регистрировать динамические деформации породного массива в различных направлениях.

Керновые датчики цементируются в шпурах диаметром 55—60 мм. Чтобы динамические деформации, регистрируемые керновым датчиком, были максимально близки к фактическим деформациям породного массива, требуется максимальное приближение значений акустического сопротивления цементирующего материала и горной породы в точке измерения. Соответствующий цементирующий состав для этого подбирают, используя смеси цемента с более тяжелой составляющей. Для обеспечения надежного сцепления на контактах цементирующего материала с датчиком и с породным массивом используют расширяющийся цемент.

Керновые датчики описанной конструкции позволяют надежно и многократно регистрировать динамические упругие деформации и напряжения в различных точках исследуемой области породного массива, определять максимальные мгновенные

значения сжимающих и растягивающих динамических напряжений, создаваемых при взрывных работах.

Известны также попытки для измерения динамических напряжений применить метод лазерной интерферометрии, основанной на изменении коэффициента преломления жидкостной или газовой среды под влиянием механических полей. Метод обладает высокой чувствительностью в широком частотном и амплитудном диапазонах динамических напряжений, но требует специальной дорогостоящей аппаратуры [42].

§ 28. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОНЫ НАРУШЕННЫХ ПОРОД

Обычно вблизи контура подготовительных и очистных выработок формируется некоторая зона, в пределах которой в породах получают развитие смещения с частичным разрывом первоначальной сплошности и монолитности. Эта зона, именуемая зоной нарушенных пород, более подробно описывается в гл. 9. Ее основные характеристики — протяженность в глубь массива от контура выработки и степень нарушенности (или ослабления) пород — существенно важны в решении конкретных практических задач механики горных пород, поскольку с ними непосредственно связаны выбор оптимального типа крепи, расчет ее параметров и другие технические предложения по обеспечению устойчивости и безопасной эксплуатации выработок.

Для определения параметров зоны нарушенных пород применяют различные способы: реометрический, ультразвуковой, сейсмометрический, электрометрический, радиометрический и др. [59, 146].

Наибольшую простоту имеют определения протяженности зоны нарушенных пород от контура выработки в глубь массива. Эти определения проводят обычно с помощью реометрического метода [59]. Метод основан на измерении проницаемости пород. В пределах зоны нарушенных пород по сравнению с нетронуемым массивом проницаемость, как правило, многократно увеличивается. Существо метода состоит в подаче в изучаемый участок породного массива газа или жидкости, подводимых через шпур (скважину), и в регистрации показателей фильтрации подаваемого газа (жидкости) через рассматриваемый участок массива. Комплект реометрической установки показан на рис. 38.

Также достаточно прост ультразвуковой способ. В пределах зоны нарушенных пород скорости упругих волн уменьшаются. Степень этого уменьшения характеризует степень нарушенности пород. Еще значительно понижаются расчетные модули упругости, но для их определения помимо данных о скоростях



Рис. 38. Общий вид реометрической установки для определения степени нарушенности пород.

1 — герметизирующее устройство; 2 — удлинитель; 3 — соединительные шланги; 4 — аккумулярующая емкость; 5 — манометр; 6 — насос.

упругих волн необходимо учитывать и изменения плотности пород в массиве на соответствующих участках. Такие данные могут быть получены радиометрическим методом, который выше был описан. Радиометрический метод позволяет также зафиксировать местоположение трещин в массиве, пересекаемых измерительными шпурами [55].

метрический метод позволяет также зафиксировать местоположение трещин в массиве, пересекаемых измерительными шпурами [55].

§ 29. ИЗУЧЕНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОРОД С КРЕПЬЮ

Согласно современным представлениям крепь горных выработок определенным образом взаимодействует с окружающими породами, в результате чего образуется единая весьма сложная пространственно-временная система «крепь — вмещающие породы». Напряженно-деформированное состояние элементов этой системы определяется влиянием большого числа одновременно действующих факторов, из которых основными являются параметры поля напряжений массива горных пород (как естественного происхождения, так и возникающего под воздействием эксплуатационных нагрузок), напряжения в крепи, а также деформационные характеристики вмещающих пород и крепи.

С учетом большого числа действующих факторов и несовершенства современных расчетных методов одним из основных методов изучения процессов взаимодействия крепи выработок с массивом вмещающих пород в конкретных горно-геологических условиях является проведение специальных натурных измерений.

Как правило, натурные измерения носят комплексный характер и включают в себя:

а) измерение параметров сдвижения толщи пород вокруг выработки и деформаций ее контура с целью определения размеров области пород, непосредственно оказывающей давление на крепь, а также контроля за состоянием пород вокруг выработки;

б) измерение деформаций в элементах крепи с последующим расчетом напряжений и усилий, испытываемых крепью;

в) измерение давления на крепь со стороны вмещающих пород и реакции крепи.

Методы и приборы для измерения параметров сдвижения толщи пород вокруг выработок и деформаций их контура только что были рассмотрены в § 25.

Деформации в элементах крепи измеряют несколькими методами, практически не отличающимися от методов измерения деформаций строительных конструкций. К их числу прежде всего относятся электротензометрический метод и метод фотоупругих покрытий [144]. Тензодатчики сопротивления или фотоупругие покрытия приклеивают или наносят непосредственно на элементы крепи, напряжения в которых стремятся определить. Дополнительные трудности при измерениях этими методами в шахтных условиях состоят в необходимости специальных мер по обеспечению надежности работы датчиков и аппаратуры в условиях повышенной влажности и загрязнения.

Принципиальные основы измерения деформаций с помощью тензодатчиков сопротивления и фотоупругих покрытий излагались выше, поэтому рассмотрим лишь некоторые примеры применения этих методов для изучения работы крепи выработок.

В частности, с помощью тензодатчиков сопротивления удобно измерять деформации, оценивать усилия и изучать особенности работы анкерной крепи в различных горно-геологических условиях. С этой целью на поверхность анкеров наклеивают тензометры и с помощью обычной тензометрической аппаратуры измеряют деформации анкера после его установки в шахте. На рис. 39 представлена одна из применяемых конструкций тензометрических штанг, разработанная в Горном институте Кольского филиала АН СССР.

Использование фотоупругих покрытий открывает возможности фиксировать характер изменения деформаций непрерывно по всей поверхности исследуемых конструкций, вследствие чего этот метод находит применение при исследовании работы различных конструкций крепей и, в частности, механизированных крепей выемочных агрегатов [61]. На рис. 40 в качестве примера показаны расположение фотоупругих датчиков в крепи агрегата А-3 и результаты определения давления на крепь со стороны вмещающих пород в условиях Подмосковского угольного бассейна.

Широко применяют также методы непосредственного измерения нагрузок на крепи различных типов. С этой целью используют динамометры разнообразных конструкций — механические, гидравлические (мессдозы), электрические с различными типами датчиков.

Чаще всего в условиях шахт применяют механические стоечные динамометры. Одна из конструкций такого динамометра приведена на рис. 41. Он представляет собой упругую мем-

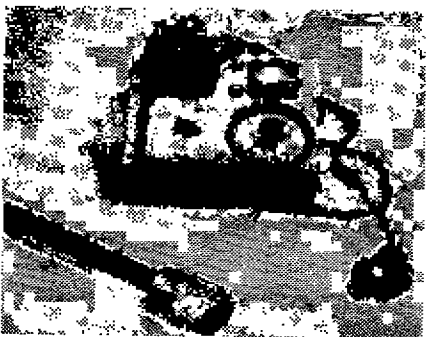


Рис. 39. Тензометрическая штанга. а — общий вид штанги и регистрирующего прибора; б — схема устройства. 1 — арматурный стержень; 2 — электрические тензометры; 3 — влагозащитный слой; 4 — штепсельный разъем; 5 — корпус штепсельного разъема.

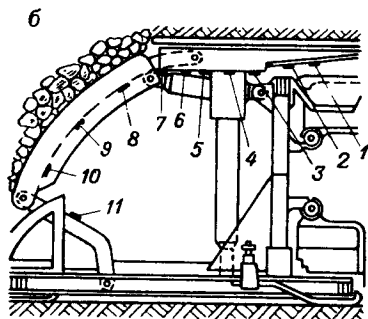
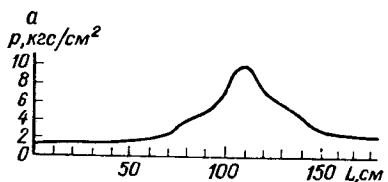
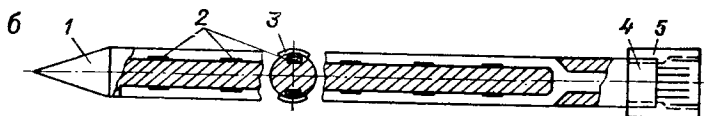
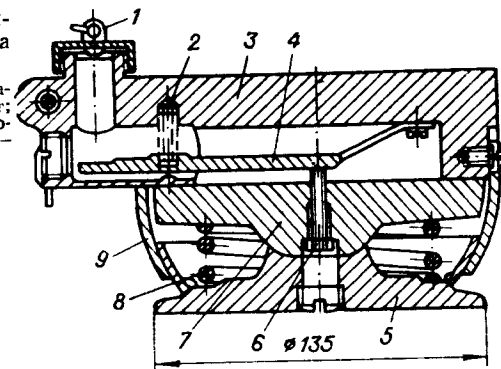


Рис. 40. Расположение фотоупругих датчиков (б) в крепи агрегата А-3 и эпюра распределения нагрузок (а) на крепь в условиях Подмосковского угольного бассейна. Номера указаны фотоупругие датчики.

брану, изготовленную из высококачественной стали и закрепленную в силуминовом корпусе. Нагрузка через корпус динамометра передается на мембрану, прогиб которой фиксируется с помощью индикаторного измерителя часового типа или самописца. Поскольку деформация мембраны пропорциональна давлению на динамометр, отсчет по индикатору или ордината кривой самописца показывает значение нагрузки, для чего предварительно динамометр градуируют на прессе.

Рис. 41. Конструкция механического стоечного динамометра (тип 45Д-135).

1 — колпачок; 2 — пружина рычага; 3 — верхняя опора; 4 — рычаг; 5 — нижняя опора; 6 — регулировочный винт; 7 — мембрана; 8 — пружина; 9 — обечайка.



Измерения нагрузок динамометрами в силу разных причин сопряжены со значительными погрешностями. Одним из источников таковых может служить различная жесткость элементов крепи и динамометров. С целью исключения влияния этого фактора разработаны многочисленные конструкции динамометрических стоек, которые полностью сохраняют характеристики стандартной крепи. Принципы действия чувствительных элементов таких стоек аналогичны принципам действия динамометров с той лишь разницей, что фиксируются при этом деформации самих стоек.

Дальнейшим развитием техники измерения нагрузок на крепи горных выработок явилось создание динамометрических секций крепей, позволившее устанавливать распределение нагрузок на значительных площадях контакта элементов крепей с поверхностью стенок, кровли и почвы выработок.

Особенно большие возможности для изучения процессов взаимодействия пород и крепи, в том числе при различной их деформационной способности, дает конструкция динамометрической крепи, позволяющая изменять деформационные характеристики в широких пределах [30].

Динамометрическая крепь регулируемой податливости (рис. 42) представляет собой прочный жесткий остов (например, из железобетонных или чугунных тубингов), окруженный поясом металлических баллонов, заполненных битумом и располагаемых по всему контуру выработки на участке измерений. Баллоны оборудованы динамометрами для измерения давления битума и имеют специальные клапаны для выпуска битума и снижения давления. При полностью закрытых клапанах крепь работает практически как жесткая система и позволяет определять максимально возможную в данных условиях нагрузку. При открытых клапанах битум медленно вытекает из баллонов, баллоны деформируются, крепь сокращается в диаметре, при этом ее сопротивление давлению вмещающих пород падает. В любой момент, при достижении заданной податливости, истечение битума может быть прекращено, и крепь вновь начнет работать как жесткая конструкция.

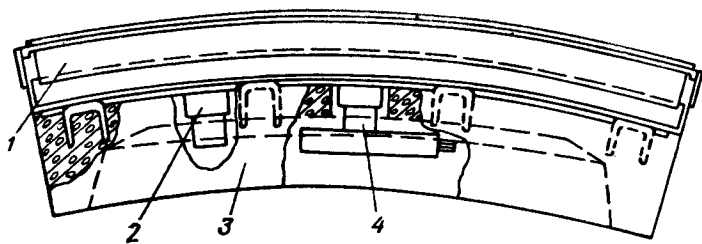


Рис. 42. Элемент динамометрической крепи регулируемой податливости для шахтных стволов.

1 — баллоны для регулирования податливости; 2 — динамометр; 3 — тьюбинг; 4 — клапан податливости.

§ 30. АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ СОСТОЯНИЯ МАССИВА И ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

В связи с непрерывным ухудшением горно-геологических условий добычи полезных ископаемых в последние годы особенно возросла необходимость перехода от дискретных (во времени) измерений напряженно-деформированного состояния в массиве пород и горных выработках к постановке длительных наблюдений с целью получения непрерывной информации о процессах деформирования и разрушения.

Указанные цели могут быть достигнуты лишь при создании автоматизированных систем контроля напряженно-деформированного состояния, основные принципы эксплуатации которых в настоящее время наиболее разработаны для решения задач прогнозирования таких опасных проявлений горного давления, как горных ударов, внезапных обрушений пород в очистных камерах, разрушения поддерживающих целиков и т. д. [80]. При этом в качестве датчиков, размещаемых по определенной сетке в массиве пород, очистных выработках и целиках, используются емкостные или индуктивные деформометры, или датчики перемещений, геофоны, а также сейсмические и ультразвуковые датчики.

В частности, одна из первых информационно-вычислительных систем оперативного контроля и прогнозирования горного давления с 1973 г. находится в опытно-промышленной эксплуатации на руднике Каула-Котсельваара (ГОК «Печенганикель») [164]. Система выполняет следующие функции: сбор оперативной информации о напряженно-деформированном состоянии горного массива и ее регистрацию, передачу в вычислительный центр результатов измерения параметров горного давления, обработку на ЭВМ полученных данных и передачу на рудник ре-

зультатов оценки и прогнозирования состояния горных выработок, а также рекомендуемых мероприятий по обеспечению безопасной эксплуатации выработок на разных стадиях их деформируемости. Регистрируемым параметром в данной системе является частота переменного тока, которая представляет собой некоторую функцию преобразования значений смещений пород в выработках или целиках или давления на крепь.

Эффективность данной информационно-вычислительной системы наглядно может быть проиллюстрирована примером наблюдений за состоянием вертикального ствола (ГОК «Печенганикель») при сдвигении пород в пределах охранного целика вследствие отработки междукамерных целиков. Анализ результатов непрерывных измерений сдвижений пород на расстоянии 20—40 м от контура ствола по специальным реперным станциям, оборудованным на различных горизонтах, позволил обнаружить зоны интенсивного трещинообразования и своевременно приостановить эксплуатацию ствола. В дальнейшем в связи с затуханием этого процесса было решено возобновить эксплуатацию грузового отделения ствола при систематическом оперативном контроле состояния охранного целика.

В США на рудниках «Star» и «Lucky Friday» с 1973 г. применяется сейсмоакустическая система, контролирующая степень напряженности массива кварцитов по сигналам геофонов, установленных в горных выработках [172]. На этом же принципе организована служба прогнозирования опасных ситуаций, связанных с возможностью газодинамических явлений в угле или обрушением вмещающих пород на шахтах Донбасса. К 1978 г. система охватывала 40 шахт, осуществляя контроль состояния в 180 очистных выработках [47].

Широкое использование измерительно-вычислительных комплексов при сейсмоакустическом контроле напряженности угольного массива предусматривается в ПНР на шахтах Нижнесилезского бассейна. Разработаны основные положения централизованной системы сбора и преобразования информации, которая на первом этапе объединяет семь шахтных центров по борьбе с горными ударами и Главный институт горного дела в г. Катовице. В шахтных центрах, на конечных станциях системы вводится микросейсмическая и сейсмоакустическая информация, а также осовные горно-геологические данные. В центральном органе информации все данные подвергаются обработке и на этом основании выполняется прогноз ударной ситуации, т. е. определяются время возможного удара, его эпицентр и энергия [176].

Автоматизированные системы непрерывного контроля и прогноза состояния и поведения массивов горных пород, опасных по динамическим проявлениям горного давления, в основу которых положены сейсмологические наблюдения, созданы и эксплуати-

руются на ряде угольных и рудных месторождений страны — в Кизеловском и Ткибули-Шаорском угольных бассейнах, на североуральских бокситовых рудниках и Таштагольском железорудном месторождении. В настоящее время аналогичная система разработана и прошла промышленные испытания на одном из хибинских апатитовых месторождений (ПО «Апатит») [44].

Система создана с целью контроля за состоянием и поведением массива горных пород на глубоких горизонтах апатитовых рудников и предназначена для автоматического сбора, преобразования, анализа и отображения информации о сейсмической активности массива, возбуждаемой динамическими проявлениями горного давления. С учетом цели, а также специфики условий работы системы комплекс технических средств включает в себя сейсмометрические каналы, состоящие из аппаратуры сбора информации и средств передачи ее в вычислительный центр; аппаратуру приема и аналоговой обработки информации; средства вычислительной техники (комплекс ИВК-3), обеспечивающие накопление и обработку информации; устройства отображения входной и выходной информации; средства контроля системы.

При этом функционирование комплекса технических средств заключается в приеме сейсмических колебаний, преобразовании их в электрические сигналы достаточного уровня и мощности и передачи их в вычислительный центр. Аппаратура приема и аналоговой обработки сигналов обеспечивает частотную фильтрацию принимаемой информации, восстановление сейсмического фона по каждому каналу регистрации и выделение полезных сигналов, в результате чего осуществляется формирование запросов на ввод в ЭВМ. Информация вводится через модули аналого-цифрового преобразования и коммутации и после обработки накапливается в буфере исходных данных на магнитном диске. Одновременно осуществляется управление каналами аппаратурного выделения полезных сигналов, накапливаемых в буфере информация анализируется, результаты обработки образуют базу данных на магнитной ленте и выводятся в виде протокола наблюдений на устройстве широкой печати. Кроме того, на планшетный построитель выводится карта сейсмоактивности зоны наблюдения с отметками зафиксированных сейсмособытий.

Комплекс технических средств размещается в сейсмопунктах, охватывающих контролируемую зону, и в вычислительном центре. Сейсмопункты оборудованы в технологических нишах и камерах откаточных горизонтов. Выбор расположения сейсмопунктов на контролируемой зоне осуществлен из условий заданной точности регистрации источников сейсмоземущений, в данном случае в точках, удаленных друг от друга не более чем на 500 м.

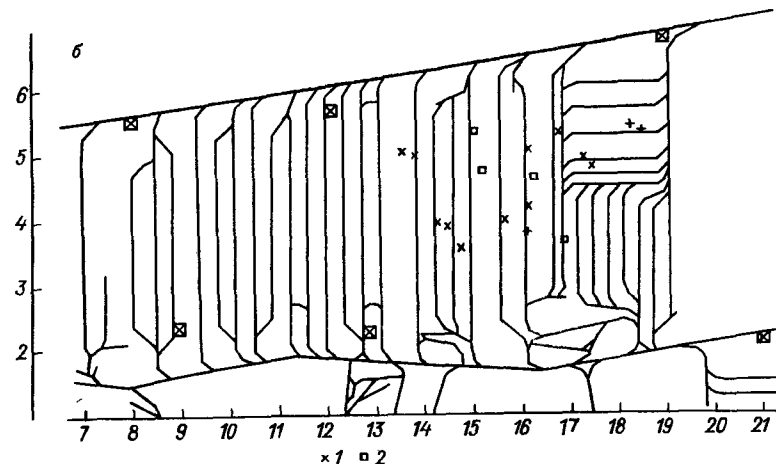
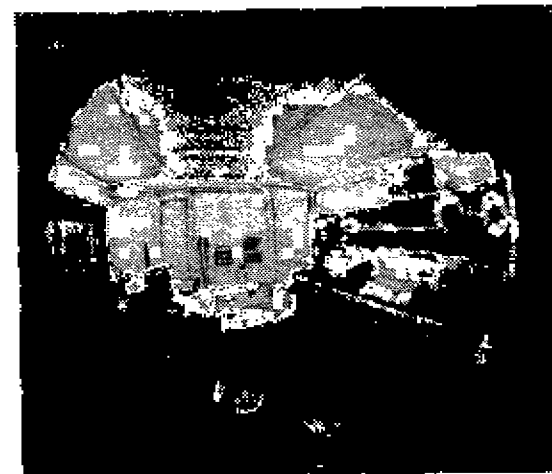
Вычислительный центр располагается на расстоянии 2,5 км от наиболее удаленного сейсмопункта и связан с пунктами кабельными линиями, по которым осуществляются передача информации, а также электропитание оборудования сейсмопунктов и дистанционный контроль оборудования.

На каждом сейсмопункте установлен трехкомпонентный комплект серийных маятниковых сейсмоприемников СМ-ЗКВ с встроенными усилителями, питание которых осуществляется по кабельной линии напряжением 24 В постоянного тока. На рис. 43 показан общий вид регистрирующей аппаратуры и схема гор. +252 м Кировского рудника (ПО «Апатит») с эпицентрами динамических проявлений горного давления, полученная на графопостроителе в автоматическом режиме работы системы.

Наряду с указанными системами получили распространение также системы долговременных наблюдений за состоянием и, в частности, за устойчивостью горных пород в обнажениях путем высокоточных деформационных и наклономерных измере-

Рис. 43. Аппаратура сбора и первичной обработки сейсмической информации (а) и схема гор. +252 м Кировского рудника ПО «Апатит» с эпицентрами динамических проявлений горного давления (б), зарегистрированными автоматической системой контроля состояния массива.

1, 2 — энергия сейсмических явлений соответственно менее 10^6 Дж и 10^8 — 10^4 Дж.



ний с помощью кварцевых экстензометров, наклономеров различных конструкций. С 1970 г. подобная система успешно эксплуатируется на Токтогульской ГЭС, что позволяет вести непрерывный контроль за устойчивостью высоких склонов [111]. В настоящее время аналогичная система эксплуатируется на Ловозерском ГОК с целью контроля устойчивости вышележащей толщи пород при разработке пологопадающего рудного пласта [110]. В систему входит кварцевый деформометр конструкции ИФЗ АН СССР и комплект наклономерной станции типа НСО. Деформометром и наклономерами осуществляется непрерывная регистрация деформаций на бумажную ленту в частотном диапазоне от 0,1 Гц до аperiodических движений.

Опыт эксплуатации указанного комплекса в течение 1981—1983 гг. показал практическую возможность применения высокочувствительной аппаратуры в условиях действующего рудника, информативность примененных методов для контроля динамики состояния массива во времени и прогнозирования развития деформаций подработанных толщ на основе получаемых данных.

В настоящее время разрабатываются системы беспроводного непрерывного контроля за состоянием горных выработок и целиков, в которых информация от датчиков передается по радиоканалу через массив горных пород. Образец экспериментальной системы «Массив», основанный на этом принципе, испытывается на одном из рудников комбината «Ачполиметалл». Основу системы составляют аппаратура беспроводного контроля деформаций, управляющая ЭВМ М-600, и устройства согласования [7].

В целом следует отметить, что разработка и внедрение автоматизированных систем непрерывного контроля состояния горных пород в выработках являются принципиально новым этапом развития механики горных пород и уже в ближайшем будущем обеспечат получение качественно новой информации о процессах и явлениях в массивах горных пород.

Глава 6. МЕТОДЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ

§ 31. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Моделирование как метод исследования широко используют в различных областях современного естествознания и техники, аэромеханике, гидравлике, теплотехнике, самолето- и ракетостроении, различных областях машиностроения, гидротехническом строительстве и т. д. Моделирование бывает двух родов: с увеличением и с уменьшением масштаба системы.

В механике горных пород, изучающей, как правило, объекты весьма больших размеров, применяют моделирование второго рода, т. е. с уменьшением абсолютных размеров объектов. По принципам, на которых оно основано, следует различать моделирование двух видов: физическое и аналоговое. Физическое моделирование предусматривает воссоздание в модели тех же самых физических полей, что действуют и в объекте природы, лишь измененных по своим абсолютным значениям в соответствии с масштабом моделирования. Аналоговое моделирование предусматривает замену в модели по сравнению с натурой одних физических полей другими, например замену натурального

поля механических напряжений электрическим полем в модели. При этом на аналоговых моделях изучают закономерности явлений и процессов, протекающих в натуральных объектах, используя математическую аналогию различных по физической природе процессов, т. е. математическую тождественность основных законов, совпадение дифференциальных уравнений, описывающих эти процессы.

Моделирование получило в механике горных пород широкое развитие вследствие ряда объективных обстоятельств. Выше мы неоднократно подчеркивали и иллюстрировали фактическим материалом, что массив горных пород является весьма сложной средой. В различных частях породного массива при ведении горных работ одновременно происходят процессы деформирования различного характера: процессы упругого деформирования, необратимые пластические деформации и, наконец, процессы смещений и разрушений пород с разрывом сплошности. Поэтому теоретические расчеты деформирования горных пород, прочности и устойчивости горных выработок и различных сооружений в породных массивах во многих случаях представляют чрезвычайные трудности. Исследования же в натуральных условиях отличаются большой трудоемкостью, дороги и, как правило, требуют длительного времени. К этому следует добавить, что в натуральных условиях обычно весьма ограничены возможности варьирования параметрами системы, технологией и последовательностью ведения горных работ, тогда как при моделировании можно проследить влияние основных параметров в самых широких пределах. Таким образом, моделирование открывает такие возможности изучения процессов механики горных пород, которые не дают ни аналитические методы, ни наблюдения и измерения в натуральных 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 процессов механики горных пород с определенной степенью схематизации натуральных объектов, что существенно 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 процессы механики горных пород главнейших действующих факторов.

При решении задач механики горных пород методами моделирования обычно испытывают серию моделей, причем используя наиболее эффективный для решения поставленной задачи метод, испытывают модели разных масштабов. Например, сначала на моделях мелкого масштаба изучают общие закономерности процессов механики горных пород в пределах всего участка массива, подверженного влиянию выработки, а затем на моделях крупного масштаба с большей детальностью изучают закономерности процессов в некоторой области массива, в частности, процессов взаимодействия пород кровли с крепью очистной выработки. При этом обычно в модели крупного масштаба воспроизводят лишь некоторую часть массива, а действие веса остальной части массива до поверхности компенсируют с помощью пригрузки, осуществляемой нагрузочными приспособлениями рычажного, пружинного или гидравлического типа.

§ 32. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ТЕОРИИ ПОДОБИЯ

В основе моделирования физических явлений лежит учение о подобии. Основы этого учения заложены еще И. Ньютоном, сформулировавшим общее понятие динамического подобия механических систем. А именно, некоторые две системы A и A_1 подобны в том случае, если параметры этих систем удовлетворяют общему дифференциальному уравнению связи, выражающему критерий термодинамического подобия:

$$\frac{T \frac{\partial S}{\partial t} - \left(\frac{\partial U}{\partial V} \right)_T \frac{\partial}{\partial t} \left(\frac{1}{\rho} \right)}{\frac{dF}{dt}} = \frac{T_1 \frac{\partial S_1}{\partial t_1} - \left(\frac{\partial U_1}{\partial V_1} \right)_{T_1} \frac{d}{dt_1} \left(\frac{1}{\rho_1} \right)}{\frac{dF_1}{dt_1}} = \text{const}, \quad (60)$$

где ρ — плотность системы; $V = 1/\rho$ — удельный объем системы; T — абсолютная температура системы; U — внутренняя энергия системы; F — свободная энергия; S — энтропия; t — время.

Если представить плотности в относительных единицах, то выражение (60) принимает вид

$$\frac{T \frac{dS}{dt} - \left(\frac{\partial U}{\partial V} \right)_T \frac{d}{dt} (1/\rho)}{\frac{dF}{dt}} = \text{idem}. \quad (61)$$

Во многих случаях при изменении систем их плотность ρ сохраняется неизменной во времени или же при постоянной температуре T , а внутренняя энергия U не зависит от объема. Для таких случаев выражение (60) значительно упрощается и получает следующий вид:

$$TdS/dt = \text{idem}. \quad (62)$$

Критерий термодинамического подобия, представленный выражениями (60), (61) в наиболее общей форме, базируется на законе сохранения энергии и законе движения энергии с общим возрастанием энтропии. Все другие известные критерии подобия (например, критерий динамического подобия, критерий подобия Коши, Рейнольдса, Эйлера, Вебера) могут быть получены как частные случаи общего термодинамического критерия.

Основные свойства подобных явлений и признаки подобия рассматриваемых явлений между собой характеризуются тремя теоремами подобия. Первая теорема подобия, установленная Ж. Бертраном в 1848 г., основана на общем понятии динамического подобия Ньютона и втором законе механики Ньютона. Акад. М. В. Кирпичев дает следующую формулировку первой теоремы подобия: «Подобными называют явления, происходящие в геометрически подобных системах, если у них во всех сходственных точках отношения одноименных величин есть постоянные числа».

Вторая теорема подобия, сформулированная в начале XX в. независимо друг от друга А. Федерманом и Дж. Букингом, устанавливает возможность такого преобразования физического уравнения связи, описывающего данное явление, при котором получают уравнение, составленное из критериев (или инвариантов) подобия. Иначе говоря, согласно второй теореме результаты опытов по изучению какого-либо физического явления, представленные в виде критериальных уравнений связи, возможно перенести на другие явления, подобные исследованному в опыте.

Третья теорема подобия, называемая теоремой о существовании подобия, сформулирована и доказана акад. М. В. Кирпичевым в 1930 г. Согласно этой теореме для существования подобия между явлениями необходимо и достаточно, чтобы эти явления имели подобные условия однозначности и одинаковые определяющие критерии подобия.

Условия однозначности — это условия, которыми из всей совокупности однотипных явлений выделяется одно конкретное явление. Подобие условий однозначности устанавливают по следующим признакам:

- а) подобию геометрических свойств систем;
- б) пропорциональности физических констант, имеющих существенное значение в изучаемом процессе;

в) подобию начального состояния систем;
 г) подобию условий на границах систем в течение всего рассматриваемого периода процесса;

д) равенству определяющих критериев, при этом определяющими критериями подобия являются те, которые составлены из величин, входящих в условия однозначности, т. е. имеющих существенное значение в изучаемом процессе.

Применение методов моделирования при решении задач механики горных пород позволяет изучать на моделях действие механических силовых полей в деформируемых массивах горных пород вокруг выработок, т. е. породные массивы и их модели являются механически подобными системами. Для установления необходимых критериев и констант подобия таких систем должен быть использован закон динамического подобия Ньютона наряду с применением метода размерностей.

При характеристике того или иного механического процесса механическое подобие может быть определено заданием переходных множителей или масштабов для длин (геометрическое подобие), для времени (кинематическое подобие) и для масс (динамическое подобие).

Для двух подобных систем условие геометрического подобия состоит в том, что все размеры пространства, занятого системой в модели, и размеры отдельных элементов модели изменены в определенное число m_l раз по сравнению с соответствующими размерами натурной системы:

$$l_m/l_n = m_l. \quad (63)$$

Условие кинематического подобия этих систем состоит в том, что любые сходственные точки (частицы) систем, двигаясь по геометрически подобным траекториям, проходят геометрически подобные пути в промежутки времени, отличающиеся постоянным множителем

$$t_m/t_n = m_t. \quad (64)$$

Условие динамического подобия систем состоит в том, что массы любых сходственных частиц этих систем отличаются друг от друга постоянным множителем

$$m_m/m_n = m_m. \quad (65)$$

В приведенных выражениях подстрочными значками «м» и «н» обозначены элементы соответственно модельной и натурной систем.

Выразим в формуле (65) массу как произведение объема частицы на ее плотность. Тогда

$$m_m = \frac{m_m}{m_n} = \frac{\rho_m l_m^3}{\rho_n l_n^3} = \frac{\rho_m}{\rho_n} m_l^3. \quad (66)$$

Но m_l уже задано условием геометрического подобия. Поэтому условие динамического подобия достаточно задать отношением плотностей

$$\rho_m/\rho_n = m_\rho. \quad (67)$$

Применяя теорию размерностей и имея значения трех основных переходных множителей m_l , m_t и m_ρ , можно выразить отношение любых элементов подобных систем.

Выразим отношение сил, действующих на сходственные частицы систем, через

$$m_f = \frac{f_m}{f_n} = \frac{m_m a_m}{m_n a_n}. \quad (68)$$

Отношение ускорений

$$\frac{a_m}{a_n} = \frac{l_m}{l_n} : \frac{t_m^2}{t_n^2}, \quad (69)$$

откуда

$$m_a = m_l/m_t^2. \quad (70)$$

Подставляя в выражения (68) массы частиц в виде плотности, умноженной на объем, получаем

$$m_f = \frac{\rho_m l_m^3 l_m}{t_m^2} : \frac{\rho_n l_n^3 l_n}{t_n^2}, \quad (71)$$

откуда с учетом соотношения (70) имеем

$$m_f = m_\rho m_l^4 m_t^{-2}. \quad (72)$$

Зависимость (72) представляет собой математическое выражение закона динамического подобия Ньютона.

Выразив отношение скоростей сходственных точек в системах через

$$m_v = \frac{v_m}{v_n} = \frac{l_m}{l_n} : \frac{t_m}{t_n} = \frac{m_l}{m_t}, \quad (73)$$

представим формулу (72) в виде

$$m_f = m_\rho m_l^2 m_v^2. \quad (74)$$

Заменим переходные множители соответствующими отношениями. Тогда

$$\frac{f_m}{f_n} = \frac{\rho_m l_m^2 v_m^2}{\rho_n l_n^2 v_n^2} \quad (75)$$

или

$$\frac{f_m}{\rho_m l_m^2 v_m^2} = \frac{f_n}{\rho_n l_n^2 v_n^2} = \text{idem}. \quad (76)$$

Выражение критерия динамического подобия (76) называют *числом Ньютона*. Оно означает, что элементы движения соответственных точек связаны определенным безразмерным соотношением, имеющим одинаковое значение в подобных системах, — критерием или инвариантом динамического подобия.

Вообще критериями или инвариантами подобия называют безразмерные числа, тождественность значений которых характеризует системы, подобные между собой.

Учитывая гравитационные силы и напряжения в массиве пород, преобразуем формулу закона динамического подобия Ньютона. Заменяя отношение квадратов скоростей v_m^2 и v_n^2 через отношения ускорений и длин

$$\frac{v_m^2}{v_n^2} = \frac{a_m l_m}{a_n l_n}, \quad (77)$$

получаем

$$\frac{f_m}{\rho_m a_m l_m^3} = \frac{f_n}{\rho_n a_n l_n^3} = \text{inv}. \quad (78)$$

В условиях действия гравитационных сил

$$\left. \begin{aligned} \rho_m a_m &= \rho_m g = \gamma_m; \\ \rho_n a_n &= \rho_n g = \gamma_n; \end{aligned} \right\} \quad (79)$$

где γ_m и γ_n — объемный вес соответственно материала в модели и породы в натуре.

Запишем напряжения в соответствии с их размерностью в виде

$$\left. \begin{aligned} \sigma_m &= f_m / l_m^2; \\ \sigma_n &= f_n / l_n^2; \end{aligned} \right\} \quad (80)$$

и введем эти выражения в формулу (78):

$$\frac{\sigma_m}{\gamma_m l_m} = \frac{\sigma_n}{\gamma_n l_n} = \text{inv}. \quad (81)$$

Анализ выражения (81) показывает, что при заданном геометрическом масштабе моделирования $m_l = l_m / l_n$ для обеспечения механического подобия модели и природы необходимо отказаться в модели либо от равенства $\sigma_m = \sigma_n$, либо от равенства $\gamma_m = \gamma_n$, либо от равенства обоих показателей.

Если сохранить в модели равенство напряжений в натуре, т. е. условие $\sigma_m = \sigma_n$, то необходимо обеспечить, чтобы объемный вес материала модели удовлетворял условию

$$\gamma_m = \frac{l_n}{l_m} \gamma_n. \quad (82)$$

Иначе говоря, применив в модели материал, имеющий одинаковые механические свойства с горными породами природы, для выполнения условий механического подобия требуется обеспечить увеличение объемного веса материала в число раз, обратное геометрическому масштабу моделирования. Например, при геометрическом масштабе модели $m_l = l_m / l_n = 1 : 100$ объемный вес материала модели должен быть равен

$$\gamma_m = \frac{l_n}{l_m} \gamma_n = \frac{1}{m_l} \gamma_n = 100 \gamma_n. \quad (83)$$

Условие (83) можно выполнить, применив в модели натуральные горные породы и придав им фиктивный объемный вес (100 γ_n в приведенном случае при $m_l = 1 : 100$) с помощью инерционных сил, которые могут быть созданы, например, путем вращения модели в центрифуге при соответствующем значении центробежной силы. Этот метод предложен в 1932 г. проф. Г. И. Покровским и Н. Н. Давиденковым [105] и носит название метода центробежного моделирования.

Если же в модели применить некоторые искусственные материалы, механические характеристики которых ниже соответствующих характеристик моделируемых природных пород, т. е. отказаться от равенства $\sigma_m = \sigma_n$, то для обеспечения условий механического подобия модели и природы необходимо

$$\sigma_m = \frac{l_m}{l_n} \cdot \frac{\gamma_m}{\gamma_n} \sigma_n. \quad (84)$$

Искусственные материалы, соответствующие механические характеристики которых в принятом геометрическом масштабе моделирования удовлетворяют по отношению к моделируемым горным породам условию (84), называют материалами-эквивалентами данным горным породам или *эквивалентными материалами*. Метод же моделирования, основанный на применении эквивалентных материалов и предложенный в 1936 г. проф. Г. Н. Кузнецовым [86], носит название метода эквивалентных материалов.

При моделировании системы в соответствующем геометрическом масштабе продолжительность тех или иных процессов обычно изменяется. В связи с этим существенно важное значение имеет вопрос о масштабе времени при моделировании, который в общем случае определяется, исходя из приведенного выше условия кинематического подобия двух систем (64).

Анализ показывает, что для различных процессов, воспроизводимых в модели, масштабы времени различны. Так, при моделировании динамических процессов масштаб времени $m_t = 1$; процессы же фильтрации подземных вод протекают в модели быстрее, чем в натуре, в число раз, равное квадрату геометрического масштаба моделирования, т. е. в этом случае $m_t = m_l^2$.

Процессы пластических деформаций, смещений и деформаций пород с разрывом сплошности, а также деформаций элементов крепи протекают в модели быстрее, чем в натуре в пределах от $\sqrt{m_t}$ до m_t раз, т. е. для этих процессов масштаб времени лежит в интервале

$$m_t \leq m_t \leq \sqrt{m_t}. \quad (85)$$

В тех случаях, когда на моделях воспроизводят сразу несколько процессов, масштабы времени для отдельных из них могут оказаться неодинаковыми. В таких случаях масштаб времени устанавливают исходя из соблюдения подобия в протекании лишь тех процессов, которые в решаемой задаче являются основными и не учитывают малозначащие элементы.

Поскольку теория деформирования материалов во времени разработана пока недостаточно, строгие рекомендации о масштабе времени при моделировании отсутствуют. Однако важным критерием для выбора масштаба времени и контроля правильности принятого масштаба в модели является соответствие в принятом масштабе однохарактерных процессов на модели и в натуре. Сравнивая развитие однохарактерных процессов в модели и в натуре, например процесса опускания кровли или оседания земной поверхности, удастся проконтролировать правильность выбора масштаба времени основных изучаемых процессов и внести необходимые коррективы.

§ 33. МЕТОД ЦЕНТРОБЕЖНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Метод центробежного моделирования состоит в том, что модель из горных пород моделируемого объекта, выполненную в заданном геометрическом масштабе, помещают в каретку центрифуги (рис. 44) и путем равномерного вращения нагружают объемными инерционными силами, придавая тем самым породам модели некоторый фиктивный объемный вес в соответствии с формулой (82). Фиксируя деформации и напряжения пород модели в различных точках, изучают таким путем закономерности процессов механики горных пород для моделируемых условий, а также устанавливают оптимальные параметры горно-технических объектов и сооружений по фактору устойчивости.

При центробежном моделировании принято задавать масштаб модели числом n , показывающим, во сколько раз во вращающейся модели увеличен объемный вес пород. В соответствии с формулой (82)

$$n = 1/m_t, \quad (86)$$

т. е. масштаб n представляет собой величину, обратную геометрическому масштабу модели m_t .

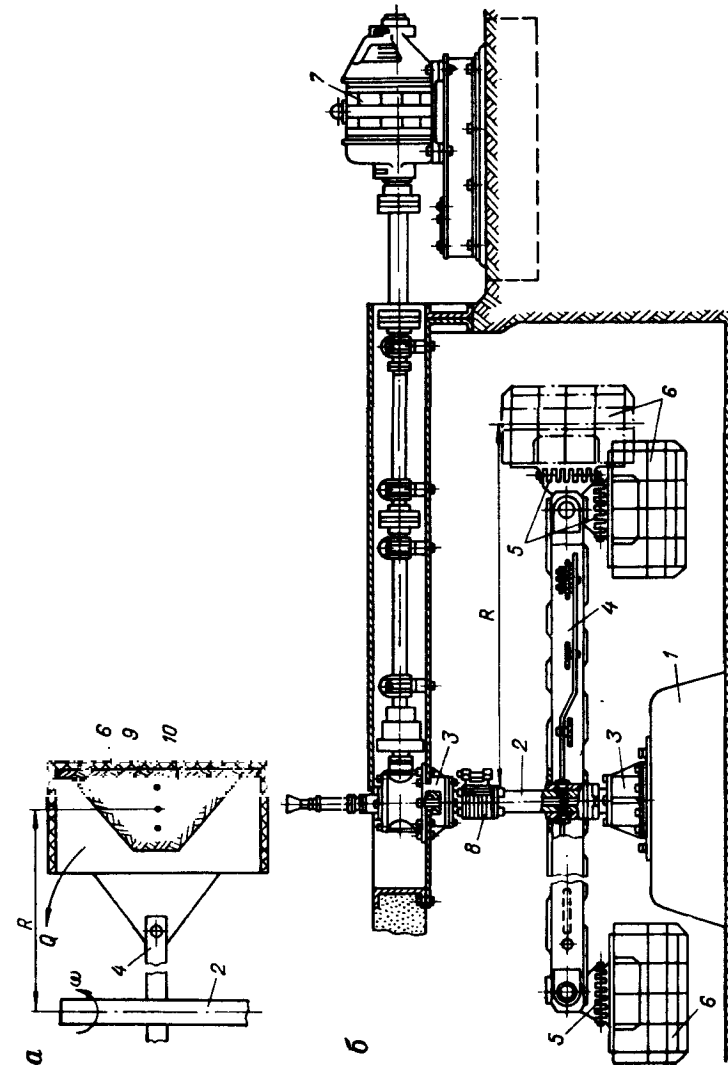


Рис. 44. Конструкция центрифуги.

a — расчетная схема для определения основных параметров; *б* — конструктивная схема. 1 — фундамент; 2 — вертикальная ось; 3 — подшипники; 4 — коромысло; 5 — вилки для крепления подвесок; 6 — каретки; 7 — электродвигатель постоянного тока; 8 — коллектор; 9 — основание модели; 10 — модель.

Масштаб центробежного моделирования n связан с угловой скоростью вращения центрифуги ω и радиусом вращения модели R следующим соотношением:

$$n = \sqrt{\frac{\omega^4 R^2}{g^2} + 1}, \quad (87)$$

где g — ускорение свободного падения.

Отсюда формула требуемой угловой скорости вращения центрифуги при заданном масштабе центробежного моделирования имеет вид

$$\omega = \sqrt{g/R} \sqrt[4]{n^2 - 1}. \quad (88)$$

Зависимость между числом оборотов центрифуги в минуту Q и масштабом центробежного моделирования приближенно может быть выражена формулой

$$Q = 30 \sqrt{n/R}. \quad (89)$$

При решении задач механики горных пород с применением центробежного моделирования обычно испытывают несколько, от 2 до 6, идентичных моделей (моделей-близнецов), помещая их попарно в каретки центрифуги. Результаты экспериментов затем усредняют, одновременно контролируя достоверность опытов по признаку повторяемости результатов в пределах случайных отклонений, т. е. воспроизводимости эксперимента.

При работе центрифуги измеряют и контролируют с помощью специального устройства скорость вращения, контролируют разворот кареток из вертикального в горизонтальное положение при наборе скорости вращения и обратный разворот при снижении скорости.

Измерения в модели ведут путем фиксации различных параметров до и после испытания модели в центрифуге, а также в процессе вращения. Так, для измерения напряжений в различных точках модели используют аэростатические динамометры — миниатюрные приборы массой 3—10 г. Прибор состоит из емкости, заполненной подкрашенным глицерином, резиновой диафрагмы и капилляра. Объем динамометра до 4 см³. При прогибе диафрагмы воздух внутри капилляра сжимается и происходит соответствующее заполнение капилляра глицерином. По заполнению определяют напряжения. Применяют также тензометрические датчики рамочного и мембранного типов с дистанционной регистрацией показаний.

Для измерения неупругих деформаций применяют сельсиновые пары, индикаторы часового типа, индукционные датчики и др. Все эти датчики используют в системе, позволяющей вести непрерывную дистанционную регистрацию их показаний на пульте управления центрифугой.

Для контроля процессов разрушения с разрывом сплошности пород модели используют фольговые датчики (полоски фольги шириной 2 мм), закладываемые в местах предполагаемых разрушений. Датчики подключают к соответствующим счетчикам, позволяющим дистанционно наблюдать и фиксировать момент разрушения.

Для непосредственного наблюдения за макродеформациями моделей в процессе центрифугирования применяют также дистанционные фото-, киноустановки и кино-телевизионно-стробоскопные установки, позволяющие проследить кинетику деформирующей модели на киноплёнке. Стробоскопы (приборы, позволяющие фиксировать быстротекущие периодические процессы) применяют и для визуального наблюдения.

Современные центрифуги позволяют испытывать модели высотой до 0,4—0,5 м. Обычно применяемый масштаб центробежного моделирования n находится в пределах от 20 до 500 в зависимости от решаемых задач. В частности, центрифуга Криво-рожского НИГРИ имеет следующие параметры: наружный диаметр 6 м, эффективный радиус $R=2,5$ м, максимальная скорость вращения $Q=425$ об./мин, максимальный масштаб центробежного моделирования $n=500$, размеры кареток $1,5 \times 0,8 \times 0,6$ м, мощность привода 650 квт. Установка изготовлена из особо прочных титановых сплавов.

Метод центробежного моделирования с успехом и большой степенью надежности применяют при решении задач, связанных с определением размеров устойчивых потолочин камер, оптимальной формы и параметров бортов карьеров и отвалов, давления обрушенных пород на днища очистных блоков, влияния длительной нагрузки на крепь капитальных выработок, пройденных в пластичных глинистых породах и др. Использование специальных устройств позволяет моделировать в центрифуге одновременное действие статического поля напряжений и динамического поля, создаваемого при взрывных работах.

Одним из достоинств центробежного моделирования является то, что это единственный из методов моделирования, в котором благодаря использованию натуральных горных пород соблюдается соответствие между размерами частиц и молекул. Для некоторых задач это имеет важное значение.

Вместе с тем метод центробежного моделирования имеет ряд ограничений. Одно из них состоит в том, что, строго говоря, центробежное моделирование не обеспечивает однородности механического силового поля. Действительно, вследствие ограниченного радиуса центрифуги силовые линии и эквипотенциальные поверхности в модели непараллельны. Кроме того, с удалением от центра тяжести модели в ту или другую сторону по ее высоте изменяется эффективный радиус вращения, а следовательно, согласно формуле (87) изменяется и масштаб модели-

рования. Это обстоятельство, а также технические возможности ограничивают предельные размеры моделей по высоте, а следовательно, и возможные глубины моделируемой толщи пород.

При центробежном моделировании крайне затруднительно или даже невозможно воспроизводить слоистые толщи различных по составу и свойствам пород. Большие технические трудности представляет воспроизведение в модели перемещения забоя во времени.

Все это ограничивает область эффективного применения рассматриваемого метода и в ряде случаев побуждает обращаться к другим методам моделирования.

§ 34. МЕТОД ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Как отмечалось выше, в отличие от метода центробежного моделирования в методе эквивалентных материалов взамен натуральных горных пород используют некоторые искусственные материалы, эквивалентные породам моделируемой толщи, механические характеристики которых в принятом масштабе моделирования удовлетворяют соотношению (84). Моделирование состоит из нескольких последовательных этапов.

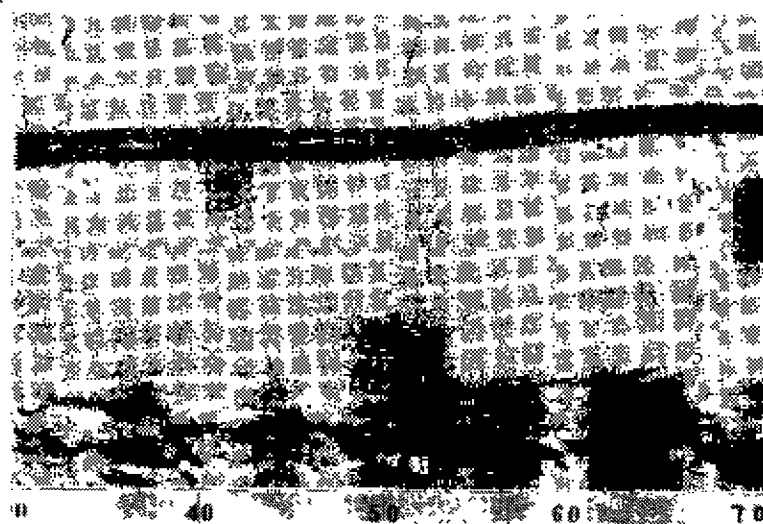
На первом этапе, сформулировав задачу, устанавливают возможную степень схематизации геологического разреза пород, подлежащего воспроизведению в модели, определяют начальные и граничные условия, возможность и степень их удовлетворения в модели. Исходя из этого, устанавливают размеры участка толщи, подлежащего моделированию, и выбирают 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.

В организациях, проводящих исследования на моделях из эквивалентных материалов, выполнены большие работы по определению физических свойств материалов из различных компонентов с разным соотношением последних в смеси и накоплены соответствующие данные. Частично эти данные приведены в монографии [86].

Подобрав и уточнив рецептуры эквивалентных материалов для всей моделируемой толщи, приступают к следующему этапу — изготовлению самой модели. Модели изготавливают в испытательных стендах, представляющих собой жесткие рамные металлические конструкции. Для изготовления и испыта-

Рис. 45. Стенд для моделирования на эквивалентных материалах (а) и модель слоистой толщи после «разработки» (б)



ния плоских моделей, выполненных в разрезе по простиранию перпендикулярно к плоскостям напластования, слоистости или полосчатости моделируемой толщи, применяют стенды, подобные представленному на рис. 45. Если необходимы плоские модели, выполненные для наклонного залегания пород в разрезе вкрест простирания, применяют поворотные стенды. Для объемных моделей служат трехмерные поворотные стенды.

В зависимости от решаемых задач моделирование ведут в различных геометрических масштабах: мелких, от 1:400 до 1:100, или крупных, от 1:60 до 1:10. Толщи слабых пород моделируют только в крупных масштабах.

Разделение толщи пород в модели на отдельные слои обеспечивают путем присыпки поверхности каждого слоя крупной молотой слюдой, трещиноватость или кливаж воспроизводят насечкой только что изготовленных слоев до отвердения или схватывания материалов.

При изготовлении плоских моделей толщи слабых пород вместо опалубки используют прозрачные ограждающие стенки, стационарно закрепляемые на весь период испытания модели. В частности, можно применять листовые закаленные стекла, укрепляемые на стыках швеллерами, которые обеспечивают необходимую жесткость прозрачного бокового ограждения.

После изготовления модели в намеченных ее слоях устанавливают марки и датчики для регистрации картины поля напряжений, деформаций и смещений в период испытания, а также встраивают в модели приборы, воспроизводящие работу крепи. Для определения напряженного состояния и его изменений при испытании моделей получили применение угольные микродинамометры — приборы диаметром 16 мм, высотой 1 мм, массой менее 1 г. Малые размеры и масса и плоская форма гарантируют незначительность искажений поля напряжений в массиве модели. Диапазон измерений от 0 до 300—400 гс/см² при чувствительности 5 гс/см². Принцип действия прибора основан на регистрации изменений контактного сопротивления между двумя угольными пластинками при изменении сжимающих усилий. Предварительно протарированные приборы устанавливают в соответствующие слои модели в период ее изготовления.

Другим прибором для измерения напряжений является микродинамометр, позволяющий определять напряжения по изгибу пластинки с помощью наклеенных на нее электротензодатчиков сопротивления.

Напряженное состояние и деформации элементов модели можно определять также с помощью спаренных микроскопов, жестко соединенных между собой и позволяющих определять с высокой точностью смещения двух точек относительно друг друга.

База измерений в моделях всеми описанными выше приборами составляет 40—50 мм, а относительная погрешность $(1 \div \pm 2) \cdot 10^{-4}$, т. е. на порядок ниже, чем при измерениях в натуре.

Для определения сдвижений точек плоской модели в процессе ее испытания служит метод фотофиксации — периодическое фотографирование боковой поверхности модели с установленными в ней марками и последующие измерения смещений марок на фотоснимках, осуществляемые на компараторе. Метод

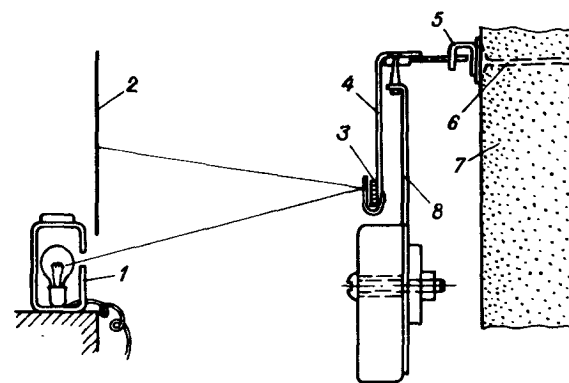


Рис. 46. Схема измерения сдвижений точек модели зеркальным тензометром конструкции Н. М. Зоря.

1 — источник света; 2 — экран; 3 — плоское зеркало; 4 — коромысло; 5 — вилка; 6 — репер в массиве модели; 7 — массив модели; 8 — опорная стойка.

фотофиксации позволяет быстро и притом одновременно регистрировать смещения всех точек на боковой поверхности модели. Но точность определения смещений точек модели с учетом масштаба моделирования оказывается обычно ниже точности определения смещений соответствующих точек при измерениях непосредственно в натуральных условиях. Установка на боковой поверхности модели блочных тензометров [86] позволяет повысить точность определения смещений точек методом фотофиксации в 20 раз. При масштабе фотоснимка 1:10 и геометрическом масштабе модели 1:100 значения сдвижений точек в пересчете на натуру могут быть определены в этом случае с точностью до 1 мм. Такую же точность определения смещений обеспечивают зеркальные и оптические тензометры, при этом смещения реперов в увеличенном виде фиксируют на экране. Схема действия тензометров этого типа на примере тензометра конструкции Н. М. Зоря показана на рис. 46.

В объемных моделях для измерения сдвижений точек массива применяют миниатюрные скважины с глубинными реперами, в принципе подобные описанным в гл. 5. Для регистрации смещений с разрывом сплошности и участков появления трещин осуществляют также послойное вскрытие модели после испытания.

Для воспроизведения работы крепей применяют приборы пьезометрического и рычажного типов для моделей мелких масштабов, рычажно-маятникового и гидравлического типов для моделей крупных масштабов. Конструкции этих приборов детально описаны в работе [86]. Необходимо подчеркнуть, что

силовые характеристики приборов, имитирующих работу крепи в моделях, должны удовлетворять условию

$$P_m = \frac{\gamma_m}{\gamma_n} \left(\frac{l_m}{l_n} \right)^3 P_n = m_\gamma m_l^3 P_n. \quad (90)$$

Поэтому в моделях мелких масштабов силовые характеристики приборов, имитирующих крепи, многократно ниже, чем в моделях крупных масштабов.

Завершающим этапом моделирования является собственно испытание модели, т. е. 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 с наибольшей подробностью 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 взаимодействии пород с крепью 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.

Метод эквивалентных материалов позволяет с большой степенью детальности проследить механизм процессов в толще пород при движении забоя выработки, особенно процессов деформирования пород с разрывом сплошности, что обычно исключено при других методах моделирования. Вследствие этого метод эквивалентных материалов является наиболее действенным, благодаря чему он получил широкое применение при решении различных задач механики горных пород.

§ 35. ПОЛЯРИЗАЦИОННО-ОПТИЧЕСКИЙ МЕТОД МОДЕЛИРОВАНИЯ

Поляризационно-оптический, или просто оптический метод моделирования позволяет устанавливать распределение и значения напряжений в массивах пород и элементах сооружений любой конфигурации, когда деформации модели происходят без разрыва сплошности. Метод основан на свойстве большинства прозрачных изотропных материалов, называемых оптически чувствительными, при приложении механических нагрузок приобретать оптическую анизотропию и проявлять способность двойного лучепреломления. Последнее заключается в том, что луч света, проходя через прозрачную кристаллическую среду, разлагается на две взаимно перпендикулярные плоскополяризо-

ванные составляющие, распространяющиеся внутри среды с различной скоростью.

Оптическая анизотропия среды может быть полностью охарактеризована коэффициентами преломления по трем взаимно перпендикулярным направлениям, при этом главные показатели преломления совпадают по направлению с главными напряжениями σ_1 , σ_2 и σ_3 и могут быть определены из уравнений

$$\left. \begin{aligned} n_1 - n_0 &= C_1 \sigma_1 + C_2 (\sigma_2 + \sigma_3); \\ n_2 - n_0 &= C_1 \sigma_2 + C_2 (\sigma_1 + \sigma_3); \\ n_3 - n_0 &= C_1 \sigma_3 + C_2 (\sigma_1 + \sigma_2), \end{aligned} \right\} \quad (91)$$

где n_0 — коэффициент преломления для ненапряженной изотропной среды; C_1 и C_2 — оптические коэффициенты, характеризующие для данного материала зависимость между двойным лучепреломлением и напряжениями.

Для плоской модели, на которую перпендикулярно падает свет, одно из главных напряжений $\sigma_3 = 0$, коэффициенты преломления $n_3 = n_0$ и уравнения (91) приобретают вид

$$\left. \begin{aligned} n_1 - n_0 &= C_1 \sigma_1 + C_2 \sigma_2; \\ n_2 - n_0 &= C_1 \sigma_2 + C_2 \sigma_1. \end{aligned} \right\} \quad (92)$$

Из уравнений (92) следует, что

$$n_1 - n_2 = (C_1 - C_2) (\sigma_1 - \sigma_2), \quad (93)$$

где $C_1 - C_2 = C$ — относительный оптический коэффициент напряжений.

В соответствии с изложенным при входе в пластинку, находящуюся в плосконапряженном состоянии, поляризованный луч света разлагается на два луча, которые проходят через оптически чувствительный материал со скоростями v_1 и v_2 , обратно пропорциональными коэффициентам преломления:

$$v_1 = v_0/n_1; \quad v_2 = v_0/n_2, \quad (94)$$

где v_0 — скорость света в вакууме.

При этом плоскости поляризации лучей, распространяющихся в нагруженной пластинке, совпадают с плоскостями главных напряжений σ_1 и σ_2 . Отставание одного луча от другого (линейная разность хода) лучей Γ пропорционально разности коэффициентов преломления и толщине пластинки d :

$$\Gamma = d(n_1 - n_2). \quad (95)$$

С учетом равенства (93) уравнение (94) приобретает вид

$$\Gamma = Cd(\sigma_1 - \sigma_2). \quad (96)$$

Соотношение (96) представляет собой *основной закон фотоупругости* (закон Вертгейма), выражающий количественную

связь между оптическим эффектом и разностью главных напряжений ($\sigma_1 - \sigma_2$).

Применение метода фотоупругости в механике горных пород базируется на теореме Леви — Митчела о независимости характера распределения напряжений в плоских моделях (в том числе и из оптически чувствительных материалов) от упругих постоянных моделей при равенстве нулю равнодействующей всех приложенных внешних сил (главного вектора) и равнодействующей всех моментов (главного момента). Это позволяет при моделировании обеспечивать только геометрическое подобие модели и натуре.

Оптически чувствительные материалы, применяемые для изготовления моделей, должны обладать высокой прозрачностью, оптической и механической изотропностью, стабильными оптико-механическими характеристиками и необходимой прочностью. Вместе с тем они должны хорошо обрабатываться и проявлять достаточно малые краевые эффекты, связанные с появлением оптической разности хода на контуре пластин вследствие внутренних напряжений.

Производство новых полимерных материалов с разнообразными оптико-механическими свойствами открывает широкие возможности для подбора материалов для оптического моделирования. В частности, для задач механики горных пород весьма удобно применение органических стекол и эпоксидных смол. При этом в пластинках из указанных материалов в заданном масштабе вырезаются контуры изучаемых выработок (или систем выработок), вокруг которых исследуется распределение напряжений при различных схемах нагружения пластинок по контуру растягивающими или сжимающими силами.

Линейную разность хода Γ и направления главных напряжений определяют при просвечивании плоской модели в полярископе (рис. 47). Луч света от источника 1, пройдя через поляризатор 2, называемый поляризатором, плоско поляризуется. Поляризованный свет, пройдя далее через напряженную модель 3, претерпевает двойное преломление, которое различно в разных точках модели в зависимости от значений и направлений главных напряжений в этих точках. Далее оба луча, образовавшиеся в рассматриваемой точке модели, проходят через поляризатор 4, называемый анализатором, и при этом приводятся в одну плоскость. Прошедшие анализатор плоско поляризованные лучи интерферируют при определенной оптической разности хода, которая пропорциональна разности главных напряжений в соответствующей точке модели.

Если источник 1 в полярископе излучает белый свет, то после прохождения лучей света через поляризатор модель и анализатор на экране 5 получают изображение, окрашенное в различные цвета светового спектра. При этом каждая цвет-

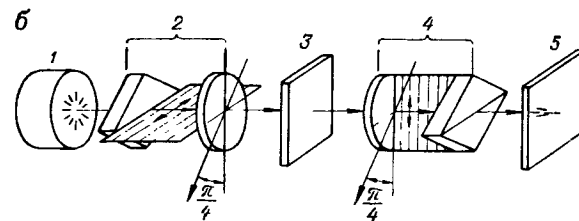
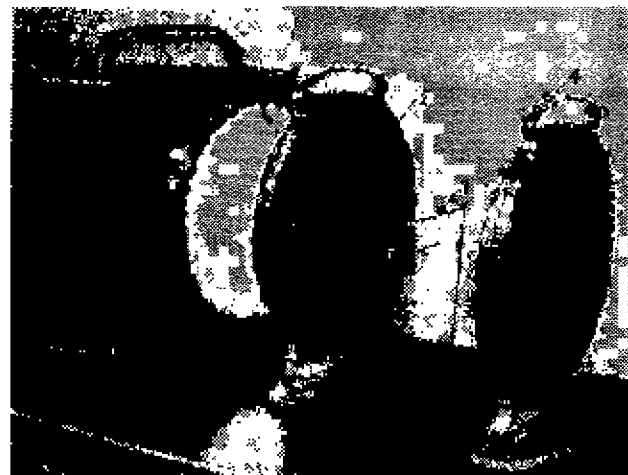


Рис. 47. Поляризационная установка (фотоэластициметр ФР, ЧССР).

а — общий вид; *б* — схема установки.
1 — коробка с матовым стеклом, в которой помещены лампы накаливания и ртутные или натриевые лампы; 2 — поляризатор; 3 — модель; 4 — анализатор; 5 — экран.

ная полоса представляет собой геометрическое место точек с одинаковой оптической разностью хода Γ и, следовательно, с одной и той же разностью главных нормальных напряжений $\sigma_1 - \sigma_2$. Но полуразность главных нормальных напряжений представляет собой, как известно, максимальное касательное напряжение

$$\tau_{\max} = (\sigma_1 - \sigma_2)/2. \quad (97)$$

Таким образом, цветные полосы на экране полярископа представляют собой линии равных максимальных касательных напряжений исследуемой модели. Эти линии называют *изохромами*. Картину изохром, получаемую в поле анализатора, можно визуально наблюдать и фотографировать.

В некоторых точках исследуемой модели плоскость колебания луча совпадает с направлением какого-либо из главных нормальных напряжений. В таких точках двойного лучепрелом-

ления не происходит. Если плоскости поляризации поляризатора и анализатора взаимно перпендикулярны, т. е. если они скрещены, то лучи в указанных выше точках модели через анализатор не проходят. В результате на экране появляются черные линии, пересекающие цветную картину изохром. Эти линии суть геометрические места точек, в которых направления главных нормальных напряжений σ_1 (или σ_2) параллельны между собой. Такие линии называют *изоклинами*.

Поворачивая скрещенные поляризатор и анализатор на различные углы, можно получить систему изоклин, которые позволяют определить направления главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 в любой точке модели. По изоклинам строят траектории главных напряжений, называемые *изостатами*.

При просвечивании напряженной модели темные пятна образуются также в точках, свободных от напряжений, и в точках, где главные напряжения σ_1 и σ_2 равны между собой. Эти точки называют особыми или изотропными точками. Особые точки определяют структуру изохром и изоклин и поэтому имеют важное значение при исследовании распределения напряжений в модели.

Если хотят исключить появление на экране изоклин, то вместо плоской поляризации используют круговую поляризацию света. Для этого в конструкции полярископа предусмотрены так называемые четвертьволновые пластинки из слюды такого же диаметра, как у поляридов. Одну из них вводят в оптическую систему позади поляризатора (относительно источника света), другую — впереди анализатора. Для света, поляризованного по кругу, все направления в модели, на которую он падает, равноценны, и поэтому погасание луча по изостатическим направлениям не происходит.

При исследовании распределения напряжений в модели наряду с белым применяют монохроматический свет с определенной длиной волны, что облегчает количественный анализ напряжений в различных точках модели. Для этого используют натриевые или ртутные лампы со светофильтрами. Обычно выделяют зеленую линию светового спектра с длиной волны $\lambda = 546$ мкм. Если напряженную модель просвечивают монохроматическим светом, то на экране вместо цветной картины изохром получают чередующийся ряд темных и светлых полос (рис. 48), причем в тех точках, где разность хода равна четному числу полуволн (т. е. целому числу волн), происходит погасание света, и образуются темные полосы; в тех же точках, где разность хода равна нечетному числу полуволн, проходящий свет достигает наибольшей интенсивности и наблюдаются светлые полосы.

Подсчитав число полос, которые прошли через исследуемую точку модели при ее нагружении, либо число полос от

Рис. 48. Картина полос вокруг выработки трапецевидной формы поперечного сечения при действии вертикальных сил.



ненагруженной точки, не трудно определить оптическую разность хода, а по ней — максимальное касательное напряжение в этой точке.

Однако в соответствии с выражением основного закона фотоупругости (96) для этого необходимо знать оптический коэффициент напряжений C , который является показателем относительной чувствительности оптически чувствительных материалов. Коэффициент C устанавливают путем испытания контрольных образцов в режиме растяжения, сжатия или чистого изгиба. Он имеет размерность, обратную размерности напряжения; обычно его выражают в брюстерах, причем $1 \cdot 10^{-7} \text{ см}^2/\text{кгс} = 0,98$ брюстера.

Имея данные о коэффициенте C , определяют оптическую разность хода Γ и далее переходят к величинам $\sigma_1 - \sigma_2$ и τ_{\max} . Для этого применяют различные способы. Один из них — способ полос — в общих чертах описан выше. Этот способ применяют для моделей из материалов с высокой оптической чувствительностью. Он весьма прост и обеспечивает точность, достаточную для практических целей. Другим является способ сопоставления цветов по цветной картине изохром, получаемой при просвечивании модели белым светом. Для определения по картине изохром значения оптической разности хода Γ используют шкалу цветов или таблицу цветов Ньютона. Определив цвет и порядок изохромы в данной точке модели и установив по таблице соответствующую разность хода, по формуле (96) вычисляют значение $\sigma_1 - \sigma_2$. Этот способ менее точен, чем предыдущий, так как включает в себя индивидуальную цветовую ошибку наблюдателя.

Более точным является способ компенсации, предусматривающий использование специального прибора — компенсатора. Принцип этого способа состоит в том, что на разность хода лучей, создаваемую моделью, компенсатором накладывается разность хода, равная по значению, но обратная по знаку. Результирующая разность хода оказывается нулевой, т. е. при

скрещенных поляроидах в исследуемой точке модели происходит затемнение.

Итак, исследование картины изохром в модели позволяет непосредственно определить распределение максимальных касательных напряжений τ_{\max} или, что то же самое, разности главных нормальных напряжений $\sigma_1 - \sigma_2$. Исследование картины изоклин и построение изостат позволяет охарактеризовать направления главных напряжений σ_1 и σ_2 в любой точке модели.

Однако конечной задачей является раздельное получение значений σ_1 и σ_2 в каждой точке модели. Способы получения этих значений именуют способами разделения главных напряжений. Они основаны на использовании дифференциальных уравнений равновесия с привлечением при определении картин изохром и изостат. Детальное описание способов дано в работах [78, 145, 170]. Особо следует отметить способ разделения напряжений с использованием линий сумм главных напряжений — *изопахик*. Последние могут быть получены различными методами — с помощью эффекта муаровых полос, лазерной или голографической интерферометрии [139, 166].

При решении задач, которые не могут быть сведены к плоским, применяют объемные модели. Для нахождения напряжений в какой-либо внутренней области объемной модели необходимо выделить эту область так, чтобы по пути прохождения светового луча напряженное состояние практически не менялось. Основными способами решения объемных задач являются способы, основанные на использовании свойств оптически чувствительных материалов моделей фиксировать («замораживать») оптический эффект; способ рассеянного света; способ оптически чувствительных вклеек [166].

Наибольшее распространение получил способ «замораживания» с последующей распиловкой объемной модели на тонкие срезы толщиной 1—3 мм. Он основан на открытом Г. Опелем в 1936 г. эффекте сохранения картины полос некоторыми оптически чувствительными материалами, обусловленном особенностями их двухфазной молекулярной структуры. Модель нагружают при повышенной температуре; затем, не снимая нагрузку, постепенно охлаждают до комнатной. При снятии внешней нагрузки деформации, полученные при повышенной температуре, остаются. Соответствующее им двойное лучепреломление также сохраняется. Температуры «замораживания» различных применяемых оптически чувствительных материалов колеблются в пределах 80—150 °С.

В последние годы метод фотоупругости все шире применяют и для решения динамических задач. При этом возникающие в моделях интерференционные картины дают возможность безинерционно исследовать распространение волн напряжений на

всех стадиях динамического процесса. Поляризационно-оптическое исследование динамических явлений связано с особенностями моделирования, техники регистрации быстропротекающих процессов, определения зависимости между механическими и оптическими величинами и выбора методов разделения напряжений. В частности, для применяемых материалов необходимо оценивать влияние вязкоупругих свойств с точки зрения погрешности в определении напряжений и деформаций. Для регистрации интерференционных картин применяют высокоскоростные камеры, в качестве источников света используют обычно газоразрядные импульсные лампы.

Моделирование динамических нагрузок осуществляют с помощью копиров различных конструкций, а также взрывов специальных зарядов.

Для разделения напряжений одновременно с регистрацией картин полос производят запись деформаций в модели с помощью тензометрических или геометрических (муар, голография, сетки) методов.

Другое направление связано с использованием метода фотоупругости при изучении деформирования пород в условиях проявления неупругих деформаций, в частности деформаций пластичности и ползучести. В этом случае говорят об эффекте фотопластичности и фотоползучести применяемых оптически чувствительных материалов.

При моделировании динамических процессов, а также напряженного состояния объектов с учетом деформаций пластичности и ползучести в отличие от статических задач необходимо добиваться соответствия реологических свойств природы материалов модели.

Метод оптического моделирования позволяет получить весьма наглядное представление о поле напряжений в массиве пород вокруг выработок любой конфигурации. Поэтому даже получение только качественной картины распределения напряжений дает возможность сделать подчас важные заключения и выводы, выделить наиболее и наименее напряженные участки, наметить пути достижения оптимального распределения напряжений.

§ 36. ДРУГИЕ МЕТОДЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ

Среди других методов заслуживают внимания электроаналоговые методы моделирования, т. е. электрическое моделирование физических полей. Эти методы основаны, как отмечалось выше, на совпадении дифференциальных уравнений, описывающих процессы в электрическом и механическом силовых полях. Электрические модели могут быть двух типов. В одном из них — методе электрогидродинамических

аналогий (ЭГДА), предложенном в 1922 г. акад. Н. Н. Павловским [97], используют меняющиеся электрические свойства сплошной проводящей среды. Другой, известный под названием метода электрических сеток прямой аналогии (ЭСПА), предусматривает замену сплошной среды сеткой из некоторых элементарных электрических ячеек, параметры которых назначают исходя из свойств среды в механической системе и критериев подобия [92]. Электрические ячейки — элементы напряжения, силы тока, индуктивности, емкости — служат аналогами механического напряжения, скорости упругого смещения, массы, податливости элементарных объемов моделируемого массива пород.

Электроаналоговые методы применяют в настоящее время для решения задач, связанных с динамическими процессами в породных массивах. Однако дальнейшее развитие этих методов может открыть пути моделирования совместного действия статических и динамических процессов механики горных пород.

При решении задач механики горных пород наряду с применением различных методов для решения поставленных задач используют также методы, представляющие собой комбинации двух принципов моделирования, например принципа центробежного моделирования и принципа поляризационно-оптического метода либо метода эквивалентных материалов и центробежного моделирования.

Метод, сочетающий принцип метода эквивалентных материалов и принцип центробежного моделирования, получил научную, технологическую разработку и широкое применение в результате многолетних (с 1946 г.) исследований Криворожского научно-исследовательского горнорудного института (НИГРИ), проводившихся под руководством проф. И. Р. Ривкина.

Из основного условия механического подобия модели и натуре в методе эквивалентных материалов (84) представим выражение геометрического масштаба моделирования

$$m_l = \frac{l_m}{l_n} = \frac{\sigma_m}{\sigma_n} \cdot \frac{\gamma_n}{\gamma_m}. \quad (98)$$

Применяя в модели эквивалентные материалы взамен натуральных горных пород и осуществляя нагружение модели в центрифуге, можно обеспечить выполнение условий подобия в геометрическом масштабе модели, определяемом выражением (98).

Таким образом, сущность данного комбинированного метода состоит в том, что взамен модели из натуральных горных пород, применяемой в методе центробежного моделирования, модель изготавливают из эквивалентных материалов, механические характеристики которых удовлетворяют условию (84) в не-

котором достаточно крупном геометрическом масштабе $m_l' = = l_m'/l_n$. Модель помещают в центрифугу и подвергают испытаниям при параметрах вращения, определяемых задаваемым масштабом центробежного моделирования $n = 1/m_l''$. В данной комбинации двух методов геометрический масштаб модели из эквивалентных материалов, испытываемой в центрифуге, равен произведению этих двух геометрических масштабов, т. е.

$$m_l = m_l' m_l''. \quad (99)$$

Например, подбирая эквивалентные материалы с учетом геометрического масштаба $m_l' = 1:10$ и задавая параметры вращения центрифуги при масштабе центробежного моделирования $n = 1/m_l'' = 20$, мы обеспечиваем общий геометрический масштаб модели $m_l = 1:200$, в котором и необходимо изготовить все элементы модели, подготавливаемой к испытаниям.

Изложенный подход существенно расширяет технические возможности изготовления материалов и испытания моделей в широком диапазоне геометрических масштабов.

Объемные модели из оптически чувствительных материалов также обычно нагружают с использованием центрифуги, сочетая в этом случае принципы оптического метода и метода центробежного моделирования.

Часто используют в сочетании оптический метод и метод эквивалентных материалов. Например, оптическим методом изучают с наибольшей детальностью распределение напряжений в зоне опорного давления, а методом эквивалентных материалов для тех же условий исследуют развитие деформаций толщи с разрывом сплошности и механизм взаимодействиядвигающихся пород с крепью.

Глава 7. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО- ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 37. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МОДЕЛЕЙ СПЛОШНЫХ СРЕД

Методы натуральных измерений обеспечивают получение решений, справедливых для конкретных горно-геологических условий проведения экспериментов. Использование методов физического моделирования позволяет получить решения, охватывающие более широкий класс условий, но и при большей степени схематизации объектов природы.

Аналитические методы дают возможность получения решений, имеющих наибольшую степень общности, в весьма широ-

ких диапазонах изменения условий. При этом точность решений зависит от степени и полноты учета действующих факторов, а также от степени представительности и соответствия основных параметров, используемых в аналитических решениях, свойствам реальных массивов горных пород.

Основным условием применения аналитических методов является построение некоторых идеализированных схем или, другими словами, математических моделей исследуемых явлений.

В качестве одной из возможных математических моделей в механике горных пород могут быть применены идеализированные представления о сплошности породного массива. В соответствии с этим получили применение аналитические методы, основанные на общих принципах механики сплошной среды.

Как известно, основу механики сплошной среды составляют представления о материальных телах как «о некоторой субстанции, непрерывно заполняющей объем геометрического пространства» и наделенной определенными физическими свойствами, отражающими статистические закономерности для реальных физических сред [50, 156].

Введенное предположение о сплошности среды позволяет наделять бесконечно малые объемы тел свойствами среды и эффективно использовать аналитический аппарат дифференциального и интегрального исчисления. В частности, напряжения и перемещения отдельных точек среды возможно представлять в виде некоторых функций координат и времени, непрерывных и дифференцируемых вплоть до такого порядка производных, который обеспечивал бы требуемую точность решения задачи.

В механике сплошных сред различают две категории сил: внешние и внутренние.

Внешние силы — это приложенные к рассматриваемому объекту силы, вызываемые действием других тел. Их подразделяют на поверхностные и объемные. Поверхностные силы (например, давление) приложены к поверхности тела и характеризуют конкретное взаимодействие его с другими телами. Объемные или массовые силы приложены к внутренним частям тела (силы веса, силы инерции и др.).

Внутренние силы — это силы связи между отдельными физическими частицами вещества. Внутренние силы под влиянием внешних изменяются, получают приращения, которые и являются основным предметом изучения механики деформируемых тел.

Кроме того, под воздействием внешних сил изменяются также положения отдельных точек в теле, расстояния между ними, т. е. тело деформируется.

Таким образом, определить напряженно-деформируемое состояние какого-либо тела под влиянием приложенных внешних сил — это значит определить в каждой его точке значения при-

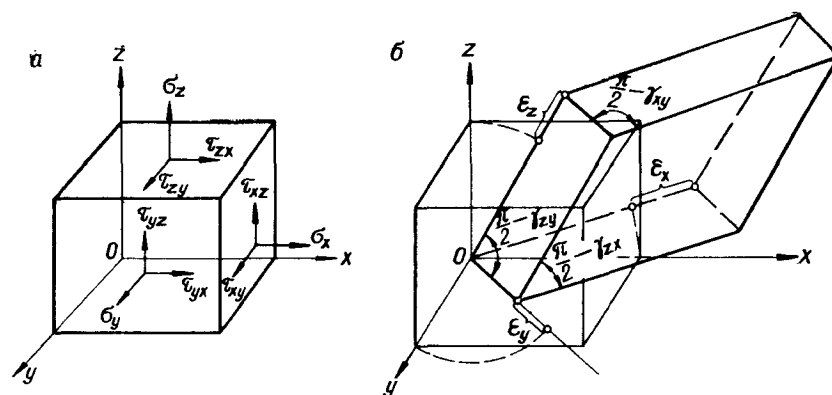


Рис. 49. Напряженно-деформированное состояние элементарного объема в декартовых координатах.
а — напряжения на гранях элементарного объема; б — деформации элементарного объема.

ращений внутренних сил и перемещений его точек в пространстве.

Как внешние, так и внутренние силы обычно характеризуют их интенсивностью, т. е. усилием, приходящимся на единицу площади поверхности или объема тела.

При рассмотрении внутренних сил эту интенсивность называют *напряжением*. В общем случае напряжения суть функции координат, ориентировки бесконечно малого элемента площади ds в пространстве деформируемого тела и времени.

Напряжение p как вектор может быть представлено в виде трех взаимоперпендикулярных составляющих. Две из них располагаются в плоскости сечения и называются касательными напряжениями τ . Направленную перпендикулярно к сечению называют нормальной составляющей или нормальным напряжением σ . Таким образом, напряженное состояние по любой элементарной площадке может быть однозначно охарактеризовано тремя составляющими напряжений.

Вместе с тем три взаимоперпендикулярные площадки характеризуют элементарный объем. В соответствии с этим напряженное состояние элементарного объема может быть определено девятью компонентами напряжений (рис. 49, а).

Кроме понятия напряжение в данной точке тела применяют также понятие *деформация* в данной точке тела, которое характеризует относительное изменение расстояний между точками тела в результате приложенных внешних сил. Подобно напряжениям деформации являются функциями координат, ориентировки бесконечно малого элемента длины dl в пространстве деформируемого тела и времени. Полная деформация e аналогично напряжению может быть также представлена в виде

трех взаимно перпендикулярных составляющих. Одна из них обуславливает линейные деформации тела ϵ (удлинения или укорочения), а две другие перпендикулярны к ней и соответствуют сдвиговым деформациям γ (рис. 49, б).

Деформирование любого объема может быть охарактеризовано деформациями трех взаимно перпендикулярных отрезков. Поэтому, как и для напряжений, деформированное состояние какого-либо объема может быть однозначно определено девятью компонентами.

Девять компонент напряжений и девять компонент деформаций соответственно составляют тензоры напряжений* и деформаций в данной точке:

$$T_n = \begin{vmatrix} \sigma_x \tau_{xy} \tau_{xz} \\ \tau_{yx} \sigma_y \tau_{yz} \\ \tau_{zx} \tau_{zy} \sigma_z \end{vmatrix}; \quad T_d = \begin{vmatrix} \epsilon_x & \frac{1}{2} \gamma_{xy} & \frac{1}{2} \gamma_{xz} \\ \frac{1}{2} \gamma_{yx} \epsilon_y & \frac{1}{2} \gamma_{yz} & \\ \frac{1}{2} \gamma_{zx} & \frac{1}{2} \gamma_{zy} \epsilon_z & \end{vmatrix}. \quad (100)$$

Из теоретической механики известно, что главный вектор и главный момент всех внешних сил, действующих на любой материальный объем, находящийся в равновесии, равны нулю. Если составить уравнения моментов всех сил относительно каждой из осей Ox , Oy и Oz выделенного деформирующего объема (см. рис. 49) и приравнять их нулю, то легко может быть выведено, что

$$\tau_{xy} = \tau_{yx}; \quad \tau_{yz} = \tau_{zy}; \quad \tau_{zx} = \tau_{xz} \quad (101)$$

и соответственно

$$\gamma_{xy} = \gamma_{yx}; \quad \gamma_{yz} = \gamma_{zy}; \quad \gamma_{zx} = \gamma_{xz}. \quad (102)$$

Благодаря этому число необходимых величин для определения напряженно-деформированного состояния в точке сокращается до шести.

Переход от компонент тензора деформаций к перемещениям точек деформируемого тела может быть осуществлен с помощью следующих соотношений, называемых уравнениями Коши:

$$\left. \begin{aligned} \epsilon_x &= \frac{\partial u}{\partial x}; & \gamma_{xy} &= \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x}; \\ \epsilon_y &= \frac{\partial v}{\partial y}; & \gamma_{yx} &= \frac{\partial v}{\partial z} + \frac{\partial w}{\partial y}; \\ \epsilon_z &= \frac{\partial w}{\partial z}; & \gamma_{zx} &= \frac{\partial w}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial z}, \end{aligned} \right\} \quad (103)$$

где u , v , w — проекции перемещений соответственно на оси Ox , Oy и Oz .

* Подробнее об этом см. в гл. 8.

Применительно к процессам деформирования горных пород задачи о напряженно-деформированном состоянии рассматривают преимущественно в статической постановке. При этом условия равновесия любой внутренней точки деформируемого тела могут быть записаны в виде

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial z} + X &= 0; \\ \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial z} + Y &= 0; \\ \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} + Z &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (104)$$

где X , Y , Z — проекции массовых сил на оси Ox , Oy , Oz .

Для точек же поверхности рассматриваемого тела уравнения равновесия имеют вид

$$\left. \begin{aligned} N_x &= \sigma_x l + \tau_{xy} m + \tau_{xz} n; \\ N_y &= \tau_{xy} l + \sigma_y m + \tau_{yz} n; \\ N_z &= \tau_{zx} l + \tau_{zy} m + \sigma_z n, \end{aligned} \right\} \quad (105)$$

где N_x , N_y и N_z — проекции внешних сил на нормаль к поверхности деформируемого тела; l , m , n — направляющие косинусы нормали.

Уравнения (105) характеризуют связь между внешними силами, действующими на поверхности тела, и компонентами напряжений, действующими внутри тела у поверхности.

Однако для того чтобы основное условие — сплошность среды — выполнялось и после деформирования, соотношение компонент деформаций должно удовлетворять условиям неразрывности деформаций. Эти условия, называемые уравнениями Сен-Венана, непосредственно следуют из соотношений (103) и в прямоугольной системе координат имеют вид

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial^2 \epsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \epsilon_y}{\partial x^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}; \\ \frac{\partial^2 \epsilon_y}{\partial z^2} + \frac{\partial^2 \epsilon_z}{\partial y^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{yz}}{\partial y \partial z}; \\ \frac{\partial^2 \epsilon_z}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \epsilon_x}{\partial z^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{zx}}{\partial x \partial z}; \\ \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} + \frac{\partial \gamma_{zx}}{\partial y} - \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} \right) &= 2 \frac{\partial^2 \epsilon_z}{\partial x \partial y}; \\ \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\partial \gamma_{zx}}{\partial y} + \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} - \frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} \right) &= 2 \frac{\partial^2 \epsilon_x}{\partial y \partial z}; \\ \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} + \frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} - \frac{\partial \gamma_{zx}}{\partial y} \right) &= 2 \frac{\partial^2 \epsilon_y}{\partial z \partial x}. \end{aligned} \right\} \quad (106)$$

Уравнения (106) являются необходимым и достаточным условием интегрируемости уравнений (102) для нахождения перемещений u , v и w .

Таким образом, в соответствии с моделью сплошной среды для определения напряженно-деформированного состояния какого-либо тела имеется основная система из девяти независимых уравнений (104) и (106), в которых содержится 15 неизвестных: σ_x , σ_y , σ_z , τ_{xy} , τ_{xz} , τ_{yz} , ϵ_x , ϵ_y , ϵ_z , γ_{xy} , γ_{xz} , γ_{yz} , u , v , w .

В основу уравнений (103)—(106) положены самые общие представления о равновесном состоянии отдельных точек рассматриваемой среды, а также выполнение условия ее сплошности в течение всего процесса деформирования. В силу этого данные уравнения являются общими для любых моделей сплошной среды.

Однако в зависимости от конкретного вида применяемой модели сплошной среды, например упругой, пластической, вязкой и т. д., для отражения особенностей деформирования вводятся специальная группа уравнений, описывающая эти физические законы связи напряжений и деформаций. В частности, упругая модель основывается на прямой пропорциональности между напряжениями и деформациями — законе Гука. При этом связь компонентов напряжений с компонентами деформаций — обобщенный закон упругости — имеет вид

$$\left. \begin{aligned} \epsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)]; & \gamma_{xy} &= \frac{1}{G} \tau_{xy}; \\ \epsilon_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \nu(\sigma_x + \sigma_z)]; & \gamma_{yz} &= \frac{1}{G} \tau_{yz}; \\ \epsilon_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)]; & \gamma_{xz} &= \frac{1}{G} \tau_{xz}; \end{aligned} \right\} \quad (107)$$

где E — модуль упругости; G — модуль сдвига; ν — коэффициент поперечных деформаций (коэффициент Пуассона).

Дополнением указанной группы уравнений к общей системе уравнений сплошной среды удается избавиться от статической неопределенности и число независимых уравнений становится равным числу неизвестных, которые таким образом могут быть найдены в ходе решения поставленных задач.

С точки зрения практических вопросов механики горных пород большой интерес представляют частные случаи напряженно-деформированного состояния среды — плоское напряженное состояние и плоская деформация.

Плоское напряженное состояние возникает, когда все напряжения параллельны какой-либо одной плоскости (см.

рис. 49). В этом случае $\sigma_z = \tau_{zx} = \tau_{zy} = 0$ и тензор напряжений имеет вид

$$T_n = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} \\ \tau_{yx} & \sigma_y \end{vmatrix}. \quad (108)$$

В то же время, несмотря на равенство нулю σ_z , тензор деформации содержит компоненту линейной деформации ϵ_z , она в соответствии с зависимостями (107) определяется уравнением

$$\epsilon_z = -\frac{\nu}{E} (\sigma_x + \sigma_y). \quad (109)$$

Таким образом, тензор деформации при плоском напряженном состоянии имеет вид

$$T_d = \begin{vmatrix} \epsilon_x & \frac{1}{2} \gamma_{xy} & 0 \\ \frac{1}{2} \gamma_{yx} & \epsilon_y & 0 \\ 0 & 0 & \epsilon_z \end{vmatrix}. \quad (110)$$

Плоское напряженное состояние характерно для объектов, у которых один из размеров существенно меньше двух других, например для тонких пластин, нагруженных по контуру силами, параллельными их плоскости. В частности, если в гравитационном поле сил в массиве пород вокруг вертикального ствола мысленно выделить тонкий слой, перпендикулярный к его оси, то напряженное состояние пород в выделенном слое можно практически полагать плоским.

Условия плоской деформации возникают в случае, если перемещения точек деформируемого объема происходят только в одной плоскости. При этом $\epsilon_z = 0$; $\gamma_{xz} = 0$; $\tau_{yz} = \tau_{xz} = 0$ и тензор деформации может быть записан в виде

$$T_d = \begin{vmatrix} \epsilon_x & \frac{1}{2} \gamma_{xy} \\ \frac{1}{2} \gamma_{yx} & \epsilon_y \end{vmatrix}. \quad (111)$$

Вместе с тем из уравнения

$$\epsilon_z = \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)] = 0 \quad (112)$$

получаем, что

$$\sigma_z = \nu(\sigma_x + \sigma_y). \quad (113)$$

Таким образом, хотя $\varepsilon_z=0$, тензор напряжений для условия плоской деформации содержит компоненту σ_z и определяется выражением

$$T_{ii} = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & 0 \\ \tau_{yx} & \sigma_y & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_z \end{vmatrix}. \quad (114)$$

При плоской деформации находятся средние точки тела, размеры которого в одном каком-либо направлении очень велики, при условии, что не изменяющиеся по значению нагрузки действуют перпендикулярно к этой длинной оси. Например, в гравитационном поле сил в условиях плоской деформации фактически находятся породы вокруг сечения горизонтальной горной выработки.

При использовании упруго-пластической модели в соответствии с теорией малых упруго-пластических деформаций к общим девяти уравнениям следует добавить шесть физических уравнений

$$\left. \begin{aligned} \sigma_x - \sigma_{cp} &= \frac{2\sigma_i}{3\varepsilon_i} \varepsilon_x; \\ \sigma_y - \sigma_{cp} &= \frac{2\sigma_i}{3\varepsilon_i} \varepsilon_y; \\ \sigma_z - \sigma_{cp} &= \frac{2\sigma_i}{3\varepsilon_i} \varepsilon_z; \\ \tau_{xy} &= \frac{\sigma_i}{3\varepsilon_i} \gamma_{xy}; \\ \tau_{yz} &= \frac{\sigma_i}{3\varepsilon_i} \gamma_{yz}; \\ \tau_{zx} &= \frac{\sigma_i}{3\varepsilon_i} \gamma_{zx}, \end{aligned} \right\} \quad (115)$$

где

$$\sigma_{cp} = \frac{1}{3} (\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z); \quad (116)$$

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + 6(\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2)}; \quad (117)$$

$$\varepsilon_i = \frac{\sqrt{2}}{3} \times$$

$$\sqrt{(\varepsilon_x - \varepsilon_y)^2 + (\varepsilon_y - \varepsilon_z)^2 + (\varepsilon_z - \varepsilon_x)^2 + \frac{3}{2}(\gamma_{xy}^2 + \gamma_{yz}^2 + \gamma_{zx}^2)}. \quad (118)$$

Зависимость между σ_i и ε_i выражается следующим уравнением связи:

$$\sigma_i = E(1 - \omega) \varepsilon_i. \quad (119)$$

При этом вид функции $\omega = f(\varepsilon_i)$ устанавливаются по результатам испытаний пород при одноосном сжатии — растяжении.

Из рассмотрения уравнений (115) следует, что в отличие от упругого деформирования коэффициент пропорциональности (модуль деформации) при пластическом деформировании не является постоянным, а изменяется от точки к точке и уменьшается тем сильнее, чем больше сама деформация.

Необходимо отметить, что прямое решение уравнений для условий упруго-пластического деформирования почти невозможно вследствие большого числа уравнений в частных производных и их нелинейности. В настоящее время получены решения лишь для некоторых частных случаев.

При проведенном рассмотрении условий упругого и упруго-пластического деформирования мы пока не учитывали время воздействия внешних нагрузок. Между тем опыт показывает, что практически все реальные материалы обладают способностью даже под действием постоянных нагрузок деформироваться во времени. Для описания подобного деформирования обычно привлекают различные модели, основанные на гипотезах ползучести. Наиболее широко используется, как упоминалось выше, гипотеза линейно-наследственного деформирования.

Для одноосного деформирования эта зависимость имеет вид

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left[\sigma(t) + \int_0^t L(t, \tau) \sigma(\tau) d\tau \right], \quad (120)$$

где $L(t, \tau)$ — функция ползучести, определяемая экспериментально.

Акад. Ю. Н. Работновым показана возможность обобщения уравнения (120) на условия пространственного деформирования [115]. При этом физические уравнения ползучести приводят к виду, аналогичному для упругих моделей:

$$\left. \begin{aligned} \bar{E}\varepsilon_z &= \sigma_z - \bar{v}(\sigma_x + \sigma_y); \quad \bar{G}\gamma_{zx} = \tau_{zx}; \\ \bar{E}\varepsilon_x &= \sigma_x - \bar{v}(\sigma_y + \sigma_z); \quad \bar{G}\gamma_{xy} = \tau_{xy}; \\ \bar{E}\varepsilon_y &= \sigma_y - \bar{v}(\sigma_x + \sigma_z); \quad \bar{G}\gamma_{yz} = \tau_{yz}, \end{aligned} \right\} \quad (121)$$

где $\bar{E} = E(1 - E^*)$, $\bar{G} = G(1 - G^*)$, $\bar{v} = v(1 + v^*)$ — временные операторы, состоящие из упругой постоянной (E, G, v) и интегральной (E^*, G^*, v^*) частей, учитывающих изменение этих параметров во времени.

Из уравнений (121) следует, что задачи теории ползучести могут быть сведены к решению задач теории упругости с после-

дующей заменой в решении упругих констант соответствующими временными операторами.

Таким образом, для учета ползучести, так же как и для учета пластических деформаций, требуется знать различные параметры деформирования, для чего необходимы трудоемкие и длительные эксперименты.

§ 38. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МОДЕЛЕЙ ДИСКРЕТНЫХ СРЕД

Наряду с моделями сплошных сред для описания деформирования массивов горных пород используют модели дискретных сред. В этом случае среду представляют в виде совокупности отдельных частиц, каждая из которых, взятая в отдельности, обладает всеми свойствами твердого тела. Вместе с тем силы сцепления между отдельными частицами отсутствуют вообще либо настолько малы, что ими можно пренебречь. Вследствие этого дискретные среды не воспринимают растягивающих усилий, что резко отличает их от твердых сплошных тел.

В то же время дискретные среды, так же как и твердые тела, способны воспринимать сжимающие нагрузки и по характеру передачи усилий от одной частицы к другой могут быть подразделены на распорные и безраспорные [57].

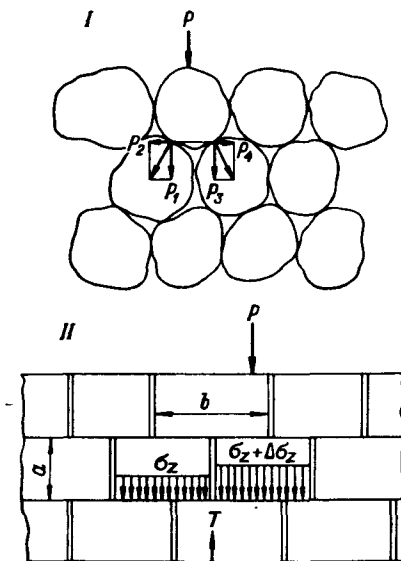
В первом случае (рис. 50, I) каждая частица ведет себя внутри массива как клин, в силу чего при воздействии внешней вертикальной нагрузки внутри массива возникают горизонтальные составляющие усилия.

Во втором случае распора в среде не возникает, поскольку каждая частица передает нижележащим частицам только вертикальные усилия (рис. 50, II).

Вообще говоря, поскольку дискретные среды состоят из отдельных частиц-зерен, к ним лишь условно можно применять понятие «напряжения». При этом под «напряжениями» в механике дискретных сред понимают усилия на отдельные частицы, отнесенные к площади сечения этих частиц. Таким образом, напряжение в какой-либо точке дискретной среды есть величина случайная, и для того чтобы характеризовать напряженное состояние какого-либо бесконечно малого объема, необходимо усреднять значения напряжений в отдельных зернах. Подобное усреднение может быть представлено и как оперирование с некоторым объемом эквивалентной сплошной среды, напряженное состояние которого в среднем соответствует напряженному состоянию равновеликого объема дискретной среды.

Применение к дискретной среде понятия «деформация» также имеет некоторую условность. Под влиянием приложенных усилий отдельные частицы могут деформироваться сами, перемещаться поступательно с поворотом, в результате чего проис-

Рис. 50. Модели дискретных сред. I — распорная зернистая среда; II — безраспорная среда блочного строения.



ходит переупаковка частиц и может изменяться плотность среды. В соответствии с этим под деформациями какого-либо объема дискретной среды также понимают деформации равновеликого объема сплошной упругой среды, т. е. и в этом случае производят замену дискретной среды некоторой эквивалентной ей сплошной средой.

Для дискретных сред справедливы уравнения равновесия в форме равенств (104). Однако необходимо помнить, что они выполняются лишь статистически, т. е. в среднем для какой-либо области.

Вместе с тем в отличие от сплошных сред к дискретным средам не могут быть применены уравнения совместности деформаций. Вместо них для дискретных сред существуют соотношения между компонентами напряжений и деформаций.

В частности, в дискретных средах любые две частицы (блока) связываются друг с другом через третью. При этом в случае, если вертикальные усилия на них будут различными, то в связывающем их блоке возникает перерезывающая сила T (рис. 50, II), которая в первом приближении может быть принята пропорциональной разности вертикальных усилий. В свою очередь от перерезывающей силы легко перейти к касательным напряжениям, действующим в связывающем блоке (частице), и, таким образом, получить соотношения между касательными и нормальными компонентами напряжений в дискретной среде. Эти соотношения характеризуют способность рассматриваемых сред распределять действующие нагрузки и для безраспорной среды имеют вид

$$\left. \begin{aligned} \tau_{xz} &= -\frac{1}{2\alpha_x} \cdot \frac{\partial \sigma_z}{\partial x}; & \sigma_x &= \frac{1}{4\alpha_x^2} \cdot \frac{\partial^2 \sigma_z}{\partial x^2}; \\ \tau_{yz} &= -\frac{1}{2\alpha_y} \cdot \frac{\partial \sigma_z}{\partial y}; & \sigma_y &= \frac{1}{4\alpha_y^2} \cdot \frac{\partial^2 \sigma_z}{\partial y^2}; \\ \tau_{yx} &= \frac{1}{4\alpha_x \alpha_y} \cdot \frac{\partial^2 \sigma_z}{\partial x \partial y}; \end{aligned} \right\} \quad (122)$$

где σ_z — функция внешней нагрузки; $\alpha_x = a/(2C_x b^2)$; $\alpha_y = a/(2C_y c^2)$; C_x и C_y — коэффициенты пропорциональности в направлениях соответствующих координатных осей (с учетом анизотропии массива); a , b , c — поперечные размеры блоков (частиц).

В случае распорной среды коэффициенты пропорциональности α_x , α_y в уравнениях уже не являются постоянными, а меняются с глубиной z :

$$\frac{1}{2\alpha_x} = \varphi(z) = \xi z; \quad \frac{1}{2\alpha_y} = \varphi(z) = \xi z, \quad (123)$$

где ξ — коэффициент бокового распора.

Уравнения, характеризующие распределительную способность дискретной среды, называют физическими уравнениями [57, 89]. Однако в отличие от физических уравнений для сплошных сред, отражающих взаимосвязи между компонентами напряжений и деформаций, они имеют форму соотношений компонент напряжений, действующих в массиве.

Вообще говоря, в подобной же форме можно представить и физические уравнения для сплошной среды. Например, для случая идеально упругой среды акад. А. Н. Динником получено непосредственно из закона Гука известное соотношение между вертикальными и горизонтальными компонентами нормальных напряжений* [41]:

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_z. \quad (124)$$

Поскольку между компонентами напряжений в дискретных средах существуют приведенные выше соотношения, очевидно, им должны соответствовать и определенные соотношения между компонентами деформаций.

В частности, для безраспорной дискретной среды в предположении равенства нулю коэффициента поперечных деформаций ν связь между средними перемещениями (горизонтальными и вертикальными) и поворотами частиц имеет вид

$$\left. \begin{aligned} u &= \frac{1}{4\alpha_x^2} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial z \partial x}; \\ v &= \frac{1}{4\alpha_y^2} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial z \partial y}; \\ \gamma_{xz} &= -\frac{1}{\alpha_x} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial z \partial x}; \\ \gamma_{yz} &= -\frac{1}{\alpha_y} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial z \partial y}; \\ \gamma_{xy} &= -\frac{1}{2\alpha_x \alpha_y} \cdot \frac{\partial^2 \omega}{\partial x \partial y}, \end{aligned} \right\} \quad (125)$$

* Вывод этой формулы дается в гл. 8.

где $\omega = \frac{1}{E} \int_0^z \sigma_z dz$; ω , u , v — соответственно вертикальное и горизонтальные перемещения в направлении осей Oz , Ox и Oy ; γ_{xz} , γ_{yz} и γ_{xy} — сдвиги в направлении соответствующих координатных осей.

Соотношения (125) по их сути аналогичны уравнениям неразрывности для сплошной среды.

Итак, для описания напряженно-деформированного состояния дискретных сред в настоящее время создан общий математический аппарат, а также имеются решения для некоторых частных случаев. Однако существенную трудность представляет экспериментальное определение коэффициентов, характеризующих структурные особенности дискретных сред.

Дискретные модели, как и модели сплошных сред, весьма идеализированно отражают свойства реальных массивов горных пород, поэтому их применение носит характер определенного приближения к действительности. Вместе с тем модель безраспорной дискретной среды может быть, по-видимому, успешно применена для описания массивов скальных трещиноватых пород в случае их простейших структур, а модель распорной дискретной среды — для описания грунтов.

§ 39. ТЕОРИИ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Параметры напряженно-деформированного состояния горных пород, т. е. напряжения и деформации, являются исходными для оценки их прочности. При этом в зависимости от свойств пород условия их разрушения могут быть охарактеризованы различными комбинациями параметров напряженно-деформированного состояния.

По современным воззрениям разрушение кристаллической решетки твердых тел может происходить путем разъединения (отрыва) или скольжения (сдвига) атомов. Если в первом случае решетка сразу же распадается на части, то во втором ее разрушению предшествуют значительные искажения. Разрушение поликристаллических тел протекает более сложно, оно является следствием многих разрушений как внутри отдельных кристаллов, так и по поверхностям их контактов.

По-видимому, в общих чертах таков же механизм разрушения и горных пород, если учитывать присущие им неоднородности структуры и состава. При рассмотрении этого процесса также выделяют две формы разрушения: а) отрыв, обусловленный деформациями удлинения, т. е. преимущественным действием нормальных растягивающих напряжений; б) срез или скалывание вследствие преобладающего развития деформаций сдвига, вызванных касательными напряжениями.

В настоящее время экспериментально обосновано, что любое твердое тело в зависимости от условий нагружения может разрушаться с проявлением обеих выделенных форм. При этом в одних случаях разрушение наступает после стадии малых деформаций (хрупкое разрушение), в других материал до разрушения испытывает значительные остаточные деформации (вязкое или пластическое разрушение). Между тем на протяжении почти двух столетий представления о разрушении твердых тел путем отрыва и среза противопоставляли друг другу. Это нашло отражение и в созданных теориях, а точнее, гипотезах прочности, которые четко можно подразделить на две группы в соответствии с гипотетическим механизмом разрушения, положенным в их основу.

Так, одна из самых ранних теорий прочности — теория наибольших нормальных напряжений — была выдвинута в 1688 г. Г. Галилеем. Согласно этой теории опасное состояние материала наступает при достижении наибольшим нормальным напряжением некоторого определяемого экспериментально критического значения. В то же время влияние других компонент тензора напряжений совершенно не учитывается. Вследствие этого различия в поведении материалов при одноосном, двухосном и объемном напряженном состояниях также не учитываются. Последнее обстоятельство существенно ограничивает область применения этой теории как для пластичных, так и для хрупких материалов, в том числе и для горных пород. Практически данная теория применима лишь в условиях одноосного растяжения.

Условие прочности по этой теории записывают в виде

$$\sigma_1 \leq [\sigma], \quad (126)$$

где σ_1 — наибольшая из нормальных компонент тензора напряжений; $[\sigma]$ — допускаемое напряжение для рассматриваемого материала.

При этом под $[\sigma]$ для хрупких материалов понимают значение предельного напряжения, вызывающего появление неупругих деформаций, т. е. предел упругости, а для пластичных — предел текучести.

В отличие от первой теории прочности теория наибольших деформаций (теория Мариотта, 1682 г.) принимает, что критическое состояние материала определяется его деформациями, т. е. наибольшим удлинением (или укорочением). В случае объемного напряженного состояния в пределах упругого деформирования условие прочности по этой теории

$$\epsilon_{\max} = \frac{1}{E} [\sigma_1 - \nu(\sigma_2 + \sigma_3)] \leq \frac{[\sigma]}{E} \quad (127)$$

или

$$\{\sigma_1 - \nu(\sigma_2 + \sigma_3)\} \leq [\sigma]. \quad (128)$$

Таким образом, отличие этой теории от предыдущей состоит в том, что с допускаемым напряжением сравнивают совокупность нормальных компонент тензора напряжений, которую иногда называют приведенным (расчетным) напряжением.

Эксперименты показывают, что для хрупких материалов эта теория дает удовлетворительные результаты, но для пластичных она не подтверждается.

Представление о механизме разрушения в форме среза лежит в основе теории наибольших касательных напряжений, сформулированной Ш. Кулоном в 1773 г. По этой теории проверку прочности необходимо проводить в соответствии с условием

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \leq [\tau] = \frac{[\sigma]}{2} \quad (129)$$

или

$$(\sigma_1 - \sigma_3) \leq [\sigma], \quad (130)$$

где $[\tau]$ — допускаемое касательное напряжение для исследуемого материала.

Несмотря на отличие в механизме разрушения, в этой теории, как и в предыдущей, в конечном итоге сравнивают допустимое нормальное напряжение с некоторой комбинацией нормальных напряжений, действующих в деформируемом теле. При этом в качестве приведенного напряжения здесь выступает полуразность наибольшей и наименьшей нормальных компонент.

Теория наибольших касательных напряжений подтверждается экспериментами для материалов, существенно проявляющих пластические свойства и с близкими по значению пределами прочности на сжатие $[\sigma_{сж}]$ и растяжение $[\sigma_{р}]$.

Как показали дальнейшие исследования, эта же теория принципиально применима и для материалов, обладающих различными пределами прочности на сжатие и растяжение, однако в этом случае необходимо оперировать уже не одним, а двумя критериями прочности в зависимости от вида напряженного состояния.

Таким образом, в общем виде условия прочности по всем рассмотренным теориям могут быть выражены в виде некоторой функциональной зависимости

$$F\{\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3, [\sigma_{сж}], [\sigma_{р}]\} = 0, \quad (131)$$

где вид функции F зависит от принимаемой теории прочности.

С геометрической точки зрения функцию F можно трактовать как уравнение некоторой поверхности, точки которой находятся в предельном состоянии, предшествующем разрушению.

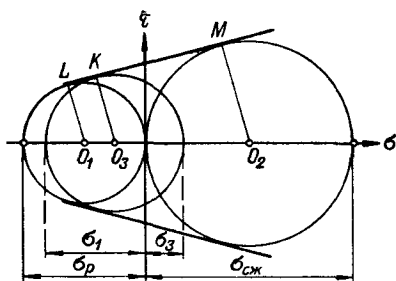


Рис. 51. Графическая интерпретация теории прочности О. Мора.

Три рассмотренные гипотезы разрушения твердых тел получили название классических теорий прочности. Их основные положения так или иначе использованы в более поздних исследованиях для

описания условий разрушения материалов, в том числе и горных пород.

В частности, с достаточной для практики точностью предполагают, что условия разрушения твердых тел определяются значениями наибольшего σ_1 и наименьшего σ_3 главных напряжений. В этом случае предельная поверхность вырождается в кривую на плоскости.

Указанное предположение положено в основу теории прочности О. Мора, предложенной им в 1882 г. [178]. Эту теорию широко применяют для описания условий разрушения горных пород. При этом условия прочности определяются соотношениями касательных и нормальных напряжений в каждой точке тела, находящегося в объемном напряженном состоянии. В системе координат σ, τ это выражается кривой, огибающей семейство кругов напряжений, построенных для различных случаев предельного напряженного состояния. Огибающие предельных кругов напряжений называют паспортами прочности горных пород. Принципы их построения были приведены в гл. 3. Вследствие малой кривизны огибающую иногда интерпретируют прямой линией (рис. 51). Тогда условие прочности принимает вид

$$\sigma_1 - \frac{[\sigma_p]}{[\sigma_{сж}]} \cdot \sigma_3 \leq [\sigma_p] \quad (132)$$

или

$$\frac{\sigma_1 [\sigma_{сж}]}{[\sigma_p]} - \sigma_3 \leq [\sigma_{сж}]. \quad (133)$$

Согласно теории прочности О. Мора разрушение наступает при превышении касательными напряжениями критических значений $[\tau]$, определяемых ординатами огибающей, а также в случае, если нормальные растягивающие напряжения превысят предел прочности на растяжение $[\sigma_p]$ при отсутствии касательных напряжений ($\tau=0$).

Кроме описанных предложен еще ряд гипотез разрушения твердых тел, в основу которых положено совместное рассмотрение критериев прочности по деформациям и напряжениям, т. е.

рассмотрение потенциальной энергии или численно ей равной удельной работы деформаций, затрачиваемой на разрушение твердого тела. При этом наилучшие результаты обеспечиваются, если учитывают не всю потенциальную энергию, а только ту ее часть, которая идет на изменение формы элементарных объемов материала (теория Губера—Мизеса, разработанная в 1904—1925 гг.). Согласно этой теории условие прочности имеет вид

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 \leq 2[\sigma]^2. \quad (134)$$

Теория Губера—Мизеса подтверждается для пластичных материалов.

Левая часть неравенства по существу также выражает некоторое приведенное напряжение, в данном случае численно равное касательным напряжениям по площадкам, равнонаклоненным к направлениям главных напряжений. С этой точки зрения данная теория сводится в сущности к третьей классической теории прочности, где проверку прочности ведут по касательным напряжениям.

Проведенное рассмотрение различных теорий прочности показывает, что при конкретных расчетах прочности реальных объектов, в том числе отдельных областей массива горных пород, необходим неременный учет вида напряженного состояния рассматриваемой области, а также характера ее деформирования. При этом в зависимости от способности объекта к практически хрупкому деформированию или к деформированию с проявлением пластических деформаций следует использовать соответствующие критерии прочности: либо $[\sigma_p]$, либо $[\tau]$.

Советскими учеными Н. Н. Давиденковым и Я. Б. Фридрихом предложена объединенная теория прочности, обобщающая современные воззрения на природу прочности твердых тел в их хрупком или пластическом состоянии. Однако для горных пород применение этой теории пока ограничено, поскольку крайне трудно получить необходимые экспериментальные данные и параметры. Очевидно, по мере развития экспериментальных методов определения свойств горных пород эти недостатки могут быть устранены и расчеты на прочность можно будет производить с более полным учетом особенностей разрушения реальных материалов, в том числе и с учетом времени действия приложенных нагрузок.

РАЗДЕЛ **НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ**
IV

Глава 8. НАЧАЛЬНОЕ ПОЛЕ
НАПРЯЖЕНИЙ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

§ 40. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СТРОЕНИИ ЗЕМЛИ,
СТРОЕНИИ И ТЕКТОНИЧЕСКИХ ДВИЖЕНИЯХ
ЗЕМНОЙ КОРЫ

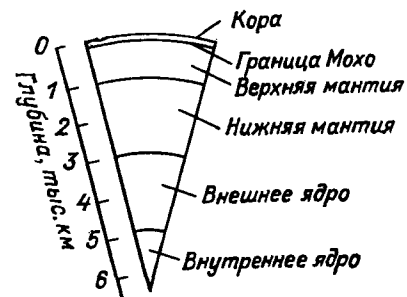
В настоящее время горные работы ведут на глубинах преимущественно до 1000—1500 м. В Европе имеются некоторые рудники, где глубина разработки достигает около 2000 м, в ЮАР и Индии на отдельных рудниках разработку ведут на глубинах свыше 3000—3500 м. Нефть и газ добывают с глубин до 6000—7000 м. Наиболее глубокие геолого-структурные и разведочные скважины достигают 9000 м. В процессе реализации проекта глубинного бурения достигнута глубина 12 000 м.

Приведенные цифры дают представления о тех глубинах эксплуатации земных недр и непосредственного проникновения в них, которые человечество достигло на сегодня и может достичь в ближайшие десятилетия. Эти глубины находятся в пределах верхней части земной коры, мощность которой по сравнению с радиусом земного шара ничтожно мала. Тем не менее напряженное состояние земной коры в целом и верхней ее части, являющейся предметом изучения в механике горных пород, тесно связано с общим глубинным строением и развитием Земли, изучением которых занимается геотектоника.

По современным представлениям, полученным для глубинных зон на основании сейсмических исследований, в Земле выделяют кору, верхнюю и нижнюю мантию, внешнее и внутреннее ядро (рис. 52).

Средняя мощность внешней твердой оболочки Земли — *земной коры* — 32 км, причем на континентах она изменяется в пределах 20—70 км, в океанах — 5—15 км. Глубже находится *верхняя мантия*, отделяемая от земной коры поверхностью раздела Мохоровичича (или, коротко, *раздела Мохо*) — сейсмической границей, на которой скорость продольных упругих волн v_p скачкообразно возрастает до значений более 8 км/с, тогда как в земной коре она составляет обычно 6—7 км/с (максимальное значение 7,4 км/с). Это соответствует возрастанию плотности вещества верхней мантии (до 3,3—3,7 г/см³) по

Рис. 52. Общая схема внутреннего строения Земли.



сравнению с земной корой (2,7—3,0 г/см³). На глубине 700—900 км верхнюю мантию сменяет *нижняя мантия*. Их разделяет на глубине в среднем 400 км слой Голицына — нижний слой верхней мантии,

который характеризуется быстрым увеличением электропроводности вещества и ростом скоростей сейсмических волн. На глубине около 2900 км нижняя мантия граничит с *внешним ядром* Земли, на границе которого резко, с 13,2—13,7 до 8,1—8,5 км/с, снижаются скорости продольных и полностью затухают поперечные волны. Это свидетельствует о жидком агрегатном состоянии вещества внешнего ядра. На глубине 5100 км внешнее ядро граничит с *внутренним ядром*, которое считают твердым. Здесь скорость v_p скачкообразно возрастает от 10,2 до 11 км/с. Вещество внутреннего ядра обладает высокой электропроводностью, а его плотность на 70 % выше, чем плотность мантии. Это дает основание к предположению о металлическом составе ядра. Земная кора и верхняя мантия образуют так называемую *тектоносферу* — область проявления в Земле тектонических процессов.

В пределах земной коры выделяют по сейсмическим характеристикам три основных слоя. Верхний из них — *осадочный* — характеризуется скоростями распространения продольных упругих волн в пределах 2,0—5,0 км/с. Его максимальная мощность обычно не превосходит 10—15 км (в отдельных точках отмечается до 25 км). Следующий слой носит условное название *гранитного*, поскольку в нем скорость продольных волн $v_p = 5,5 \div 6,0$ км/с, что соответствует таковой для гранита. Максимальная мощность гранитного слоя 30—40 км. Нижний слой земной коры, именуемый *базальтовым*, характеризуется значением $v_p = 6,5 \div 7,4$ км/с. Его мощность 15—20 км. Гранитный и базальтовый слой разделены *поверхностью Конрада* — сейсмической границей изменения скорости упругих волн между этими двумя слоями.

По данным современных геофизических исследований в пределах верхней мантии существует некоторый слой, более пластичный и подвижный по отношению к выше- и нижележащим слоям. В этом слое существенно понижается скорость поперечных волн, а скорость продольных не возрастает с глубиной, что свидетельствует о более низкой плотности вещества в пределах данного слоя по сравнению со смежными слоями. Назы-

вают этот слой *астеносферой*. Под материками она находится в интервале глубин от 100 до 250 км. Вязкость астеносферы на 2—3 порядка ниже, чем в смежных областях мантии, и составляет 10^{20} пуаз*.

Благодаря сравнительно малой вязкости и высокой пластичности астеносфера оказывается слоем, играющим особую роль: на ней как бы плавают вышележащая часть верхней мантии и земная кора. Возникает явление *изостазии* — относительно равновесного состояния земной коры: давление земной коры на уровне верхней границы астеносферы (около 100 км) оказывается повсеместно одинаковым, независимо от рельефа поверхности Земли. Явление изостазии было установлено еще в конце XIX в. английскими исследователями Д. Эри и Ф. Праттом, выяснившими, что крупнейший горный массив Гималаев не дает того избытка силы тяжести, который должен бы был наблюдаться, если учитывать высоту и избыточную тяжесть этого горного массива.

Как отмечает чл.-кор. АН СССР В. Е. Хаин [153], астеносфера является областью затухания движений, связанных с перераспределением масс на поверхности земной коры. Вместе с тем она служит и амортизатором по отношению к движениям, исходящим из более глубоких слоев мантии. Но наряду с этим она является и мощным генератором движений земной коры, так как в ней происходит магмообразование; подъем же магмы вызывает перемещения блоков земной коры.

Изложенные общие представления о строении Земли позволяют проследить в основных чертах ее развитие, с которым связано напряженное состояние земной коры.

Изучение процессов звездообразования привело современную космологию к заключению, в основном соответствующему гипотезе акад. О. Ю. Шмидта, что исходным материалом для формирования как звезд, так и планет служат газопылевые туманности. Из такого холодного газопылевого облака образовалась и Земля, последующий разогрев которой связан с гравитационным уплотнением, выделением тепла радиоактивными элементами и нагреванием от ударов крупных тел.

Абсолютный возраст Земли оценивают в 5,0—5,5 млрд. лет. Начало формирования земной коры относят к 4,5—4,7 млрд. лет назад. В процессе формирования внутренних оболочек и коры Земля прошла ряд этапов, на протяжении которых произошло разделение на ядро и мантию, образовалась первичная земная кора, верхние слои которой — гранитный и осадочный — активно формировались на протяжении последних 3,5 млрд. лет в условиях взаимодействия глубинных процессов с поверхностными.

* 1 пуаз = 0,0101972 кгс·с/м².

Земная кора и часть верхней мантии до границы с астеносферой, которые в геотектонике обычно объединяют под общим наименованием *литосферы* [153], по тектоническому строению являются весьма сложными. Они состоят из структурных элементов различных порядков — так называемых глубинных и коровых тектонических структур. Глубинными тектоническими структурами первого порядка являются континентальные и океанические области коры. Глубинные структуры второго порядка — это подвижные геосинклинальные пояса и относительно устойчивые платформы. Структуры этих двух порядков, имеющие линейные размеры, исчисляемые тысячами километров, называют планетарными или глобальными. Тектонические структуры более низких — третьего и четвертого — порядков называют региональными.

Коровые тектонические структуры в отличие от глубинных менее развиты на глубину и не выходят из пределов земной коры. Они образуют складчато-разрывные деформации различных порядков, имеющие линейные размеры по простиранию максимально до десятков, иногда нескольких сотен километров.

Особое значение в тектоническом строении и развитии земной коры принадлежит *глубинным разломам*, представляющим собой первичные элементы строения земной коры. Как отмечает акад. А. В. Пейве, глубинными разломами земная кора расчленена на различные, иногда очень крупные, достигающие сотен и тысяч квадратных километров пластины, линзы и клинья, испытывающие особенно большие тектонические перемещения [98]. Наиболее крупные и древние разломы проникают в глубину до подошвы земной коры и ниже, в верхнюю мантию. Сетью пересекающихся глубинных разломов земная кора расчленена на глыбы. Каждая такая глыба разломами более низких порядков — коровыми разрывами — расчленена в свою очередь на блоки. В пределах глыб и блоков развиты плавные и пликвативные деформации соответствующих порядков — складчатость и волновые изгибы. Таким образом, в целом земная кора имеет глыбово-волновое строение.

Выделяются две пары сопряженных систем глубинных разломов, расчленяющих земную кору: ортогональная, разломы которой имеют широтное и меридиональное направления, и диагональная, с северо-западным и северо-восточным направлениями [153].

Глубинные разломы и разрывы земной коры являются теми естественными швами, по которым на протяжении всей геологической истории Земли непрерывно происходили тектонические движения. По их характеру выделяют различные типы тектонических движений: а) пульсации или общие колебания; б) общие поднятия и опускания; в) волновые и глыбовые движения; г) складчатые и блоковые движения.

Тектонические движения, протекавшие на протяжении всех геологических эпох, имеют место и в настоящее время и подаются непосредственным инструментальным измерениям. Эти движения, проявившиеся в историческое (в последние шесть тысяч лет) и проявляющиеся в настоящее время, называют *современными тектоническими движениями* в отличие от *новейших*, происходивших в геологические периоды неогена и антропогена (до 25—30 млн. лет назад). Выделяют два типа современных движений: медленные (вековые) и быстрые (скачкообразные), связанные с землетрясениями. Вековые движения земной коры проявляются повсеместно и происходят постоянно. Во все предшествующие геологические эпохи, как установлено [153], ни одна точка земной коры не находилась в состоянии тектонического покоя.

Скорость современных вертикальных движений составляет миллиметры или даже сантиметры в год. При этом одни точки земной коры испытывают поднятие, другие — опускание. Например, в пределах Балтийского и Канадского кристаллических щитов, имеющих сходное геологическое строение, наблюдается общее сводовое поднятие земной коры. Интенсивность поднятия в центре Балтийского щита, близ окончания Ботнического залива, достигает 10 мм в год, к югу же скорость поднятия постепенно уменьшается, сменяясь в районе пролива Каттегат и южнее опусканиями. Общеизвестно, в частности, опускание берегов Северного моря.

В геосинклинальных поясах земной коры скорости и амплитуды поднятий и опусканий примерно на порядок выше, чем в платформенных областях.

Наряду с вертикальными происходят также горизонтальные тектонические движения. Их определение технически сложно и трудоемко, так как требует периодических повторных триангуляционных измерений. Тем не менее там, где такие измерения были поставлены, наблюдавшиеся горизонтальные тектонические движения достигали нескольких сантиметров в год и иногда даже превышали вертикальные перемещения.

Следует подчеркнуть, что тектонические движения имеют сложный характер развития в пространстве и во времени. Им свойственно изменение знака во времени, т. е. поднятия периодически сменяются опусканиями. Но такие изменения происходят в течение периодов относительно большой длительности, так что современные тектонические движения следует рассматривать в общем случае как протекающие с неизменным знаком.

Общие движения образуют спектр, состоящий из многих порядков. Например, на фоне общего поднятия крупной платформы может происходить опускание второго порядка (т. е. с меньшей скоростью) отдельных ее участков, осложняемое в свою очередь аналогичными движениями третьего порядка и

т. д. Как указывает чл.-кор. АН СССР В. В. Белоусов [18], периодичность тектонических движений первого порядка приближенно составляет 200, второго порядка 30—40, третьего — 10—15 млн. лет. Самые мелкие колебания имеют период в тысячи и сотни лет при амплитуде, составляющей несколько метров.

Очевидно, что как современные тектонические движения земной коры, так и тектонические движения, происходившие во все предшествующие геологические эпохи и периоды, должны быть связаны с силами, которые В. В. Белоусов называет *тектоническими*. С прекращением же действия больших тектонических сил наблюдается стремление к изостатическому выравниванию [18].

Причинами тектонических движений и деформаций земной коры и связанных с ними тектонических сил, по представлениям акад. А. В. Пейве [98], могут быть тепловая, плотностная, механическая и вещественная неоднородность земной коры и верхней мантии, непостоянство скорости вращения Земли и положения ее полюсов.

Итак, основная концепция современной механики горных пород состоит в том, что напряженное состояние земной коры в целом и верхней ее части, непосредственно являющейся объектом рассмотрения механики горных пород, в общем случае определяется действием в земной коре двух независимых силовых полей. Одно из них — *гравитационное поле* — в соответствии с законом всемирного тяготения Ньютона. Другое — *тектоническое поле* — обусловлено неравномерным распределением в пространстве скорости тектонических движений и скорости деформаций земной коры, т. е. наличием *градиента тектонических движений*.

§ 41. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ВЕРХНЕЙ ЧАСТИ ЗЕМНОЙ КОРЫ

Гравитационное поле согласно закону всемирного тяготения обладает той особенностью, что оно не может быть отделено от материальных тел, его порождающих. Гравитационное поле Земли характеризуется ускорением свободного падения g ; которое в общем случае является функцией расстояния r от центра Земли и плотности пород ρ . Однако в пределах не только верхней части, но и всей толщи земной коры и верхней мантии изменения параметра g столь незначительны, что во многих практических расчетах можно принимать $g = 981 \text{ см/с}^2 \approx 1000 \text{ см/с}^2$.

Тектоническое силовое поле отличается от гравитационного значительно большей сложностью. Оно связано, как было показано, с неравномерным распределением в пространстве скорости тектонических движений и скорости деформаций земной коры.

Градиент тектонических движений обуславливает появление горизонтальных тектонических сил, которые в сейсмологии и геотектонике оценивают по максимальным касательным напряжениям.

По значениям средней скорости деформации земной коры за новейший и современный периоды и соответствующему уровню горизонтальных касательных напряжений проф. М. В. Гзовский выделил четыре типа областей [35]:

тип I — наименее подвижные платформенные области с минимальной сейсмичностью (например, Балтийский кристаллический щит); наибольшие касательные напряжения в них характеризуются значениями 100 ± 50 кгс/см²;

тип II — более подвижные и сильно деформируемые области (например, Урал) с наибольшими касательными напряжениями, равными 400 ± 200 кгс/см²;

тип III — еще более подвижные области (например, Алтай) с наибольшими касательными напряжениями 700 ± 350 кгс/см²;

тип IV — наиболее подвижные и интенсивно деформируемые области (например, Тянь-Шань, Камчатка), где возможны наибольшие кратковременные действующие касательные напряжения до 1000 ± 500 кгс/см².

Схема районирования территории СССР по уровню касательных напряжений приведена на рис. 53.

Экспериментально обоснованные данные о действии в массивах наряду с гравитационным тектонического силового поля появились в 50—60-х годах. В первую очередь в практике горных разработок стали сталкиваться с такими примерами поведения горных пород вокруг выработок, которые невозможно было совместить с имевшимися представлениями о формировании поля напряжений только под действием веса налегающих толщ пород. Первыми наиболее яркими примерами, отмеченными исследователями на рудниках СССР, явились необычные разрушения горных выработок, пройденных на небольших глубинах в условиях весьма прочных пород апатито-нефелиновых рудников Хибинского массива и железных рудников Горной Шории [15, 75]. Так, на апатито-нефелиновых рудниках на глубинах 100—150 м и более в выработках, пройденных в весьма прочных породах ($[\sigma_{сж}] = 1800$ кгс/см²), стали наблюдаться интенсивные динамические явления — *стреляние горных пород*, представляющие собой внезапные, с сильным звуковым эффектом, отскоки от контура выработки тонких пластин породы массой от нескольких стен граммов до десятков килограммов. При этом максимально возможные напряжения, обусловленные действием только веса налегающих пород на таких глубинах, не превышают 150—170 кгс/см², т. е. многократно ниже прочности пород.

Чтобы выяснить причины наблюдаемых явлений, в рудниках были выполнены прецизионные измерения действующих напряжений и изучены пространственные закономерности их распределения на участках стреляния горных пород [75].

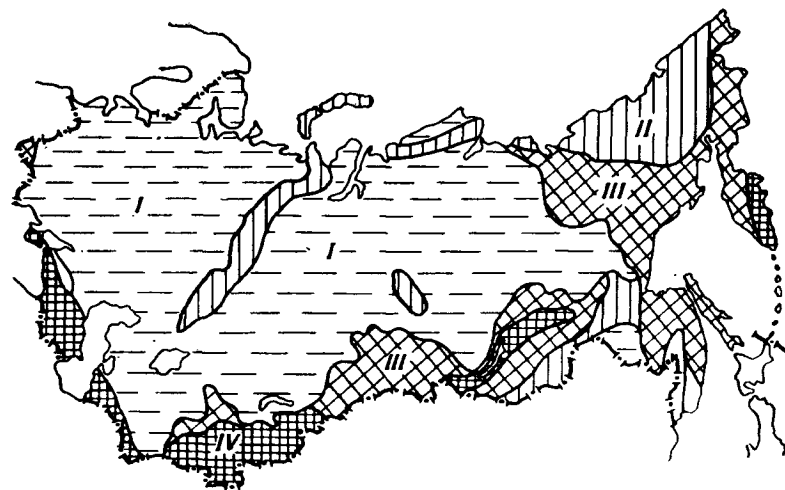


Рис. 53. Схема районирования территории СССР по абсолютному значению верхнего предела максимальных касательных напряжений в земной коре (по М. В. Гзовскому).

I—IV — типы областей с различным уровнем горизонтальных касательных напряжений.

Подобные измерения в СССР проведены к настоящему времени на рудниках и в тоннелях Кольского полуострова, Горной Шории, Донбасса, Саян, Казахстана, Урала, Алтая, КМА, а также в других районах мира — в палеозойских складчатых поясах Норвегии, Шпицбергена, Ирландии, в пределах Канадского кристаллического щита, в Африке, Юго-Восточной Австралии, Исландии, Альпах, Португалии, Малайзии, в восточной части территории США [75, 171]. В результате почти повсеместно было зафиксировано наличие в массивах горизонтальных сжимающих напряжений, в несколько раз превышающих возможные напряжения под действием гравитационных сил.

Горизонтальные тектонические силы проявляются не только в породах кристаллического фундамента, но и в осадочных толщах пород начиная с глубин в несколько километров. Об этом свидетельствуют, в частности, сверхвысокие или аномально высокие пластовые давления, которые присущи нефтяным и газовым месторождениям, приуроченным к подвижным неотектонически активным зонам на суше и на шельфах во всем мире. Если нормальное пластовое давление эквивалентно гидростатическому напору пластовых вод от земной поверхности до глубины нахождения залежи, то аномально высокое пластовое давление подчас в несколько раз превышает гидростатический напор. Сверхвысокие пластовые давления на место-

рождениях нефти и газа глубиной более 4,5 км проявляются почти повсеместно и распространены в недрах нефтегазоносных регионов подвижных зон земной коры, в так называемых альпийских геосинклинальных зонах и тектонически активизированных областях платформ. Они возникают и существуют под влиянием интенсивных современных тектонических процессов, деформирующих относительно замкнутые залежи. Эти деформации неизбежно должны быть обусловлены соответствующими тектоническими силами, связанными с современными движениями земной коры.

§ 42. ГРАВИТАЦИОННАЯ И ТЕКТОНИЧЕСКАЯ СОСТАВЛЯЮЩИЕ. ОБЩЕЕ ВЫРАЖЕНИЕ ПОЛНОГО ТЕНЗОРА НАПРЯЖЕНИЙ МАССИВА ПОРОД

В наиболее общем виде, как было показано в гл. 7, напряженное состояние в какой-либо точке массива может быть описано тензором второго ранга, называемом тензором напряжений.

Обычно тензор напряжений записывают в виде матрицы его компонентов:

$$T_{\sigma} = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{yx} & \tau_{xz} \\ \tau_{xy} & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{vmatrix}, \quad (135)$$

где σ_x , σ_y и σ_z — нормальные, а τ_{xy} , τ_{xz} , τ_{yx} , τ_{yz} , τ_{zx} , τ_{zy} — касательные напряжения.

Тензоры напряжений являются симметричными, т. е. $\tau_{xy} = \tau_{yx}$, $\tau_{xz} = \tau_{zx}$, $\tau_{yz} = \tau_{zy}$. Поэтому в общем случае тензор напряжений может быть полностью охарактеризован шестью его компонентами. Иначе говоря, чтобы вычислить значения напряжений на площадках, любым произвольным образом ориентированных в пространстве, достаточно знать составляющие нормальные и касательные напряжения, действующие на трех любых взаимно перпендикулярных площадках.

Существенно важно, что каким бы ни было поле напряжений массива в целом и напряженное состояние любой точки рассматриваемого массива, в каждой из точек *существуют три таких взаимно ортогональных направления (и притом единственных), при которых все касательные компоненты тензора напряжений имеют нулевые значения.* Отличными от нуля остаются только три нормальных напряжения σ_1 , σ_2 и σ_3 , называемые главными значениями тензора напряжений или *главными нормальными напряжениями.* Матрица тензора на-

пряжений, выраженная главными его значениями, принимает вид

$$T_{\sigma} = \begin{vmatrix} \sigma_1 & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_2 & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_3 \end{vmatrix}. \quad (136)$$

Индексы 1, 2 и 3 в матрице тензора обычно присваивают главным напряжениям таким образом, чтобы σ_1 было алгебраически максимальным, σ_2 — промежуточным значением, σ_3 — алгебраически минимальным. Однако применительно к напряжениям в массивах пород, учитывая проявление в одних случаях только гравитационных сил, а в других — как гравитационных, так и тектонических, невозможно совместить этот принцип с принципом единообразия обозначений напряжений в вертикальном и горизонтальных направлениях. Целесообразно поэтому принять правило, согласно которому главное напряжение в вертикальном направлении всегда обозначается σ_3 , наибольшее по модулю главное горизонтальное напряжение (в случае действия тектонических сил) — σ_1 , другое главное горизонтальное напряжение — σ_2 . Направления действия главных нормальных напряжений называют *главными осями напряжений.*

Таким образом, главное напряжение в вертикальной плоскости σ_3 всегда определяется весом пород вышележащей толщи и в случае различных плотностей (объемных весов) покрывающих пород имеет вид

$$\sigma_3 = \sum_0^H \gamma_i h_i, \quad (137)$$

где γ_i — объемный вес i -го слоя пород; h_i — мощность i -го слоя; H — глубина рассматриваемой точки от дневной поверхности.

Если напряженное состояние массива пород определяется только действием гравитационных сил, то каждый элементарный объем (рис. 54) под действием вертикального гравитационного напряжения σ_3 будет испытывать деформации сжатия в вертикальном (по оси Oz) и деформации растяжения в горизонтальных направлениях (по осям Ox и Oy). Однако последним препятствует реакция окружающих пород, в результате чего возникают горизонтальные сжимающие напряжения σ_1 и σ_2 , численно равные

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \xi \gamma H = \frac{\nu}{1 - \nu} \gamma H. \quad (138)$$

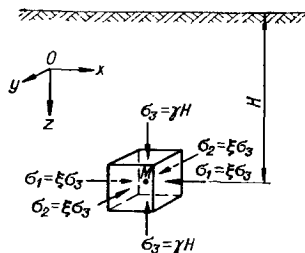


Рис. 54. Схема к расчету гравитационных напряжений в массиве пород.

Здесь коэффициент ξ именуют *коэффициентом бокового давления*. Этот коэффициент показывает, какую часть вертикальной нагрузки, действующей в рассматриваемой точке массива, составляют силы или напряжения, действующие в горизонтальной плоскости.

В гл. 2 приводились данные о том, что для горных пород коэффициент поперечных деформаций изменяется в пределах от 0,08 до 0,5. Соответственно крайние возможные пределы изменения ξ составляют от 0,1 до 1. Следует подчеркнуть, что в соответствии с физическим смыслом коэффициента ν его значения не могут превышать 0,5, поэтому и значения коэффициента бокового давления ξ не могут быть больше 1. В противном случае среда теряет свою сплошность. Это положение имеет принципиальное значение и должно использоваться при анализе и интерпретации результатов натуральных измерений.

При слоистом строении массива значения горизонтальных напряжений σ_1 и σ_2 определяются конкретными значениями коэффициентов поперечных деформаций ν для соответствующего слоя. В связи с этим, если вертикальное напряжение σ_3 будет монотонно возрастать по мере увеличения глубины рассматриваемых слоев, то горизонтальные напряжения σ_1 и σ_2 при общей тенденции возрастания могут как увеличиваться, так и уменьшаться при переходе от слоя к слою.

Главное напряжение σ_3 , обусловленное действием гравитационных сил, может в отдельных случаях отклоняться от вертикали вследствие наклонного залегания отдельных слоев пород, их складчатости и различной мощности, а также при сложном рельефе поверхности. Отклонения эти обычно не превышают нескольких градусов, в редких случаях достигая 10—15° [75].

Изменение гравитационной составляющей общего поля напряжений по глубине характеризуется *градиентом гравитационных напряжений* $\overline{\Delta\sigma_T}$, который также является функцией средней плотности пород, слагающих массив, и составляет 0,25—0,32 кгс/(см²·м).

Предельные значения $\nu=0,5$ и $\xi=1$ выражают, как это следует из формулы (138), условие *гидростатического распределе-*

ния напряжений в массиве, т. е. такого распределения, когда

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3. \quad (139)$$

Гидростатическое напряженное состояние является частным случаем напряженного состояния массива и характерно для таких пород, как глины, слабые глинистые и песчаные сланцы, каменные соли, слабые угли, способных к вязкопластическому течению при сравнительно невысоких нагрузках. По мнению многих исследователей, весьма прочные породы по мере роста глубины и связанного с ним роста давлений и температур также постепенно переходят в пластическое состояние, так что на достаточно больших глубинах распределение напряжений приближается к гидростатическому независимо от состава пород, слагающих массив. Однако в случае весьма прочных скальных пород эти глубины исчисляются, по-видимому, десятками километров, т. е. значительно больше глубин, реально достижимых при горных разработках.

Поля тектонических напряжений гораздо менее однородны, чем поля гравитационных. Их параметры могут значительно изменяться как в пространстве, так и во времени. В частности, изменчивы ориентировка осей главных напряжений и их абсолютные значения. Изменение тектонических напряжений может быть охарактеризовано *вертикальным градиентом тектонических сил* $\overline{\Delta\sigma_T}$, выражающим зависимость максимального главного горизонтального сжимающего напряжения от глубины. Градиент $\overline{\Delta\sigma_T}$ в общем случае является переменной величиной, зависящей от строения массива и рельефа земной поверхности.

Рассматривая напряженное состояние какого-либо элементарного объема в массиве (рис. 55), подверженном действию горизонтальных тектонических сил, можно утверждать, что одно из главных нормальных горизонтальных напряжений численно равно

$$\sigma_1 = T_H, \quad (140)$$

где T_H — горизонтальное тектоническое напряжение в рассматриваемом массиве.

Для напряжений σ_3 и σ_2 справедливы следующие соотношения:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_3 &= \chi T_H; \\ \sigma_2 &= \varphi T_H. \end{aligned} \right\} \quad (141)$$

причем

$$\left. \begin{aligned} \frac{\nu}{1-\nu} &> \chi \geq 0; \\ \frac{\nu}{1-\nu} &> \varphi \geq \nu. \end{aligned} \right\} \quad (142)$$

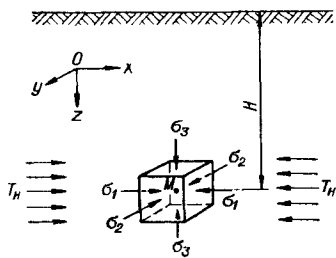


Рис. 55. Схема к расчету параметров поля напряжений при действии горизонтальных тектонических сил.

Таким образом, общее выражение тензора напряжений для какого-либо участка массива пород можно представлять в виде суммы двух тензоров:

$$T_{\sigma} = T_{\sigma_g} + T_{\sigma_T}, \quad (143)$$

где T_{σ_g} , T_{σ_T} — тензоры напряжений, обусловленные соответственно действием гравитационного и тектонического полей напряжений.

В свою очередь

$$T_{\sigma_g} = \begin{vmatrix} \sigma_{1g} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{2g} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{3g} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} \xi\gamma H & 0 & 0 \\ 0 & \xi\gamma H & 0 \\ 0 & 0 & \gamma H \end{vmatrix} \quad \text{или} \quad \begin{vmatrix} \gamma H & 0 & 0 \\ 0 & \gamma H & 0 \\ 0 & 0 & \gamma H \end{vmatrix}. \quad (144)$$

Тензор тектонических напряжений для какой-либо точки массива, расположенной на глубине H от дневной поверхности, имеет вид

$$T_{\sigma_T} = \begin{vmatrix} \sigma_{1T} & 0 & 0 \\ 0 & \sigma_{2T} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{3T} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} T_0 + \overline{\Delta\sigma_T H} & 0 & 0 \\ 0 & \psi(T_0 + \overline{\Delta\sigma_T H}) & 0 \\ 0 & 0 & \chi(T_0 + \overline{\Delta\sigma_T H}) \end{vmatrix}, \quad (145)$$

где T_0 — значение горизонтальных тектонических напряжений на уровне дневной поверхности (или другой плоскости отсчета глубины).

Как следует из выражения (143), тензор тектонических напряжений может быть получен как разность экспериментально определенного полного тензора напряжений и расчетного тензора гравитационных напряжений на той же глубине.

§ 43. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОЛНОГО ТЕНЗОРА НАПРЯЖЕНИЙ НЕТРОНУТОГО МАССИВА

Вследствие широкой изменчивости свойств и состояния различных массивов пород или даже отдельных участков в пределах одного и того же массива очень большое значение с точки зрения получения достоверных данных имеют экспериментальные методы оценки напряженного состояния массива пород. При этом задача измерений и наблюдений состоит в том, чтобы установить вид и общие закономерности напряженного состояния изучаемого массива; оценить вариации напряжений и выявить основные факторы, которыми обусловлены эти вариации; дать прогноз изменения параметров поля напряжений с глубиной и по простиранию. Другими словами, в массиве пород необходимо выполнить определение полного тензора напряжений нетронутого массива, которое осуществляют с помощью комплекса методических приемов [165].

Комплекс методических приемов по определению полного тензора напряжений включает в себя в первую очередь анализ геологического строения, тектоники и сейсмичности района. В толщах осадочных пород, не подвергнутых метаморфизму, напряженное состояние определяется лишь действием гравитационных сил. В массивах же пород кристаллического фундамента в соответствии с изложенным выше можно ожидать, как правило, проявления тектонических сил, причем горизонтальные сжимающие напряжения могут в несколько раз превышать вертикальные. В слабо метаморфизованных породах тектонические напряжения либо отсутствуют, либо проявляются незначительно.

Данные анализа современных движений земной коры позволяют сделать заключение о вероятном направлении наибольшего главного тектонического сжимающего напряжения σ_{1T} , которое должно быть примерно ортогонально к изолиниям относительных вертикальных движений. Кроме того, направление напряжения σ_{1T} обычно ортогонально к направлениям сейсмоактивных зон в изучаемом районе, поскольку наиболее интенсивное сжатие земной коры ориентировано вкрест простирания этих зон.

Таким образом, уже на стадии анализа условий района и массива делают предположения о возможных полях напряжений и о вероятном направлении действия наибольшего главного сжимающего напряжения.

Следующий этап комплекса предусматривает визуальное обследование имеющихся горных выработок, которое благодаря своей оперативности позволяет получить большой объем исходной информации в короткие сроки. При этом наблюдения должны быть охвачены горные выработки, располагающиеся в различных участках массива, с точки зрения слагающих пород и структурных особенностей.

Так, если в результате визуального обследования устанавливается, что разрушение происходит преимущественно по крупным естественным трещинам с хорошо просматриваемыми следами минералов-заполнителей на их стенках, а преобладающие формы потери устойчивости выработок представляют собой вывалы с линейными размерами свыше 1 м, то напряженность массива на данном участке следует оценить как невысокую, уровень действующих напряжений достаточен лишь для скола по поверхностям крупных трещин, обладающих самыми низкими прочностными характеристиками.

Увеличение числа вывалов с одновременным уменьшением их линейных размеров свидетельствует о повышении значений действующих напряжений в массиве, при этом учащаются случаи, когда на гранях вывалов не заметно следов минералов-заполнителей трещин, а сами грани представлены весьма шероховатыми поверхностями.

Весьма существенную информацию о характере напряженного состояния массива пород, и в частности о его высокой напряженности, могут дать сведения об интенсивных проявлениях горного давления, обширных вывалах, происходящих сразу же за отбойкой пород, внезапных обрушениях, толчках, стреляниях пород и др., имеющих место во время проведения горно-проходческих или очистных работ.

Обследование состояния выработок и фиксация при этом участков локальных разрушений пород, ориентировки в пространстве таких участков позволяет получить качественную характеристику поля напряжений, а именно оценить, является ли оно гидростатическим или негидростатическим; к горизонтальному или же к вертикальному направлению близко направление наибольшего сжимающего напряжения (при негидростатическом поле); если это напряжение горизонтально, то в каком направлении оно ориентировано; насколько однородно поле напряжений.

Так, в случае гидростатического распределения напряжений в массиве пород разрушения в одиночных горизонтальных выработках проявляются в одинаковой степени как в кровле, так и в стенках. Интенсивность разрушений не зависит от ориентировки выработок в плане, за исключением случаев существенного влияния трещиноватости пород. Наоборот, преимущественное разрушение либо кровли, либо стенок выработок

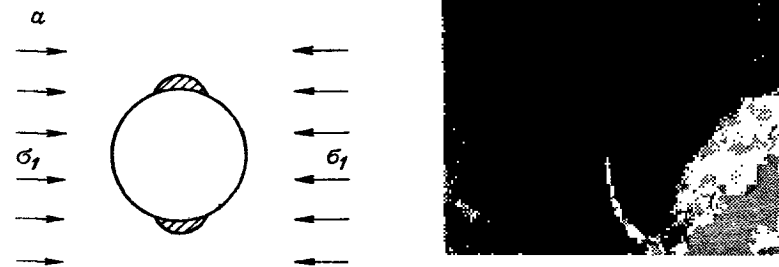


Рис. 56. Ориентировка зон хрупкого разрушения (заштриховано) пород в сечении вертикальных выработок относительно направления действия наибольшего главного сжимающего горизонтального напряжения (а) и пример разрушения стенок восстающих на апатито-нефелиновых рудниках Хибинского массива (б).

свидетельствует о негидростатическом распределении напряжений в массиве.

При негидростатическом распределении напряжений визуальное обследование позволяет установить, действует ли наибольшее главное сжимающее напряжение в направлении, близком к вертикальному или к горизонтальному (последнее возможно лишь при больших тектонических силах). Для этого проводят визуальное обследование незакрепленных вертикальных выработок: шахтных стволов и шурфов, восстающих, гезенков, рудоспусков. Если устойчивость пород одинакова по всему периметру вертикальных выработок, то наибольшее главное сжимающее напряжение вертикально. В случае же достаточно большого главного сжимающего напряжения, действующего в горизонтальном направлении, будет происходить хрупкое разрушение пород в стенках вертикальных выработок на участках, простирающие которых близко к направлению действия этого напряжения. Схема и вид выработки, иллюстрирующие такие локальные разрушения, приведены на рис. 56.

Если наибольшее главное сжимающее напряжение действует в горизонтальном направлении, для приближенного определения азимута этого направления наряду с данными об участках разрушения вертикальных выработок проводят визуальное обследование кольцевых или других разнонаправленных горизонтальных выработок. В выработках, простирающие которых совпадает с направлением действия наибольшего сжимающего напряжения, разрушение пород кровли происходит не должно вообще или оно минимально. В выработках же, простирающие которых ортогонально к направлению действия этого

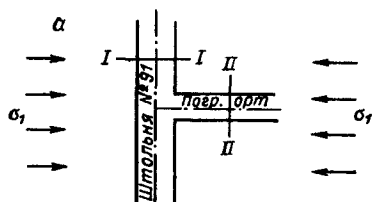
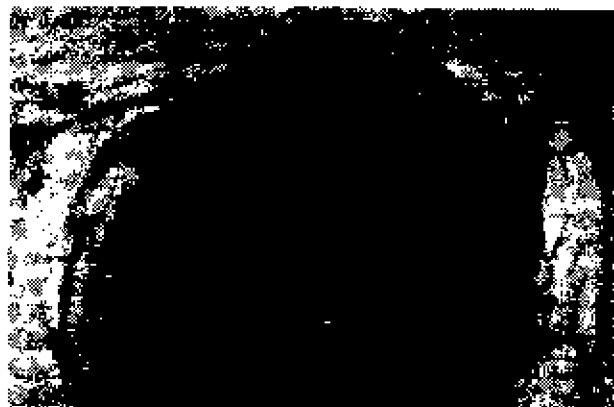


Рис. 57. Различный характер поведения пород кровли горизонтальных выработок в зависимости от их ориентации относительно максимального напряжения σ_1 (рудник «Витимский» комбината «Мамслюда»).

a — схема расположения выработок; *b* — продольная ось выработки перпендикулярна к направлению σ_1 (сечение I—I); *в* — напряжение σ_1 направлено вдоль оси выработки (сечение II—II).



напряжения, хрупкое разрушение пород кровли достигает наибольшей интенсивности (рис. 57).

По данным визуального обследования можно сделать и ориентировочные количественные оценки действующих напряжений. Так, для наиболее крупных вывалов и обрушений, используя значения удельного веса пород γ и хотя бы прибли-

женные значения коэффициента трения f_0 по поверхностям структурных ослаблений, оценочные расчеты горизонтальных напряжений могут быть выполнены по формуле из работы [59]

$$\sigma_p = \frac{\gamma}{2f_0(1/a + 1/b)}, \quad (146)$$

где *a*, *b* — размеры вывалов в плане.

С учетом коэффициентов концентрации напряжений рассчитанные напряжения бокового распора дают представления о горизонтальных компонентах поля статических напряжений в нетронутом массиве.

В случаях хрупкого разрушения и стреляния пород в выработках напряжение пород в массиве в соответствующем направлении составляет не менее 1/4 предела прочности пород на сжатие $[\sigma_{сж}]$. Если при бурении скважин на достаточном удалении от контура выработки (не меньшем 1/2 ее поперечного размера) выбуриваемый керн дробится на диски, то максимальное сжимающее напряжение пород в массиве составляет не менее половины $[\sigma_{сж}]$ пород. При этом оно тем больше, чем интенсивнее процесс дробления керна на диски.

Следующим этапом комплекса за визуальным обследованием являются инструментальные определения напряжений импульсным сейсмическим методом. Для импульсных сейсмических (ультразвуковых) измерений в пределах изучаемого массива выбирают характерные места, где оборудуют наблюдательные станции, состоящие из шпуров или скважин в стенках и кровле выработок (минимум по три скважины в трех взаимно перпендикулярных направлениях). Типовые схемы наблюдательных станций приведены на рис. 58. В тех случаях, когда на основании предшествующих этапов, например по данным визуального обследования, имеется предположение о наиболее вероятном направлении наибольшего главного сжимающего направления, целесообразно располагать скважины в направлениях параллельном и перпендикулярном ему.

Собственно импульсные сейсмические измерения и их анализ производят, как это описано в гл. 5, определяя параметры эллипсов скоростной анизотропии и переходя от них к направлениям и значениям главных напряжений.

Импульсные сейсмические измерения позволяют получить обычно ориентировочную оценку действующих напряжений. Однако их высокая производительность дает возможность сравнительно быстро провести измерения во многих точках массива, получив характеристики изменчивости поля напряжений. Для более же точных определений на заключительном этапе комплекса используют метод разгрузки. Измерения методом разгрузки выполняют не менее чем в двух скважинах, ориентированных по направлениям главных напряжений, установлен-

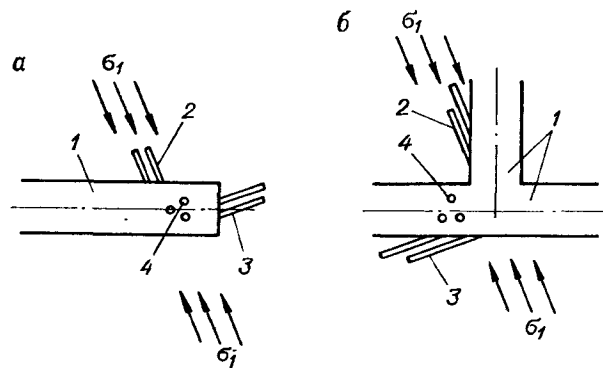


Рис. 58. Типовые схемы наблюдательных станций для ультразвуковых измерений.

a — тупиковая выработка; *б* — две взаимно пересекающиеся выработки.
 1 — горные выработки в плане; 2 — скважины в стенке в направлении, параллельном предполагаемому направлению напряжения σ_1 ; 3 — скважины в стенке в направлении, перпендикулярном к предполагаемому направлению напряжения σ_1 ; 4 — скважины в кровле.

ным предшествующим анализом. В целях контроля обычно проводят измерения также и в третьей скважине, ориентированной по направлению третьего главного напряжения.

Для определения параметров начального поля напряжений стремятся осуществить измерения за пределами влияния выработки, из которой проходят измерительные скважины, а также вне влияния других выработок. Наиболее удобны для подобных измерений тупиковые одиночные горизонтальные выработки и узкие камеры.

При обобщении результатов как импульсных сейсмических измерений, так и измерений методом разгрузки применяют статистико-вероятностный метод оценки значений напряжений и их направлений.

Глава 9. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВОКРУГ КАПИТАЛЬНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 44. ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОРОД ВОКРУГ КАПИТАЛЬНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение выработок вызывает изменение начального поля напряжений массива горных пород. В общем случае характер образующегося поля напряжений вокруг выработок за-

висит от совокупного действия многих взаимосвязанных факторов, которые можно подразделить на несколько групп.

Первую группу факторов составляют пространственно-геометрические параметры рассматриваемых выработок. К ним прежде всего относятся форма и размеры поперечного сечения, соотношение длины, ширины и высоты выработки, близость соседних параллельных и наличие пересекающихся выработок и пр.

Ко второй группе относятся деформационные характеристики пород, непосредственно окружающих выработку, поскольку именно эта часть массива воспринимает дополнительные нагрузки при образовании выработок.

Третья группа факторов охватывает особенности начального поля напряжений в массиве, т. е. до проведения выработок.

Наконец, четвертую группу факторов составляют характеристики воздействия на породы вокруг выработки в процессе ее проходки и дальнейшей эксплуатации. Наибольшее значение среди факторов этой группы имеют динамические нагрузки во время взрывных работ при проведении выработок или вблизи них, а также изменение свойств пород под влиянием процессов выветривания — движения воды и воздуха, изменения температурного режима и др.

Учесть в равной мере все выделенные группы факторов при определении напряженного состояния пород вокруг выработок не представляется возможным. Наиболее полно могут быть учтены факторы первой и третьей групп, поскольку разработаны аналитические (на базе методов механики сплошной среды) и экспериментальные методы определения компонент напряжений и деформаций вокруг выработок при любых статических нагрузках и конфигурациях поперечных сечений. В меньшей степени учитываются факторы второй группы, так как разработанные аналитические методы, как правило, основаны на использовании упругих моделей массива или предполагают приведение к режимам упругого деформирования (например, в случае учета развития деформаций во времени — ползучести пород).

Четвертую группу факторов при определении напряженного состояния пород вокруг выработок пока учитывают лишь качественно. Аналитические методы оценки влияния факторов этой группы еще практически вовсе не разработаны, а экспериментальные разработаны в недостаточной степени.

**§ 45. АНАЛИТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ
НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ
ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ОДИНОЧНЫХ ВЫРАБОТОК**

Образующиеся вокруг выработки поля напряжений и смещений можно представить как сумму начального поля напряжений и смещений нетронутого массива, т. е. до проведения выработки (см. гл. 8), и дополнительного поля напряжений и смещений, являющегося результатом выемки породы при проведении горных работ.

Поскольку один из размеров для подготовительных и капитальных выработок (их длина), как правило, во много раз превышает два других, объемная задача по вычислению компонент напряжений и перемещений вокруг некоторой полости может быть сведена к плоской, т. е. к рассмотрению полей напряжений и перемещений лишь вокруг поперечного сечения выработки.

Задачи подобного рода обычно сводят к расчету напряжений вокруг сечения выработки в невесомом массиве с внешними, удаленными от центра выработки, границами, нагруженными напряжениями, действующими в нетронутом массиве в точке, которая соответствует центру выработки (рис. 59, а).

Такая расчетная схема отличается простотой и наглядностью и дает возможность достаточно точно оценить концентрацию напряжений в окрестности горной выработки. Однако для определения значений смещений необходимо из полного поля смещений, соответствующего полному полю напряжений, вычесть начальное поле смещений, соответствующее начальному напряженному состоянию массива [120].

В случае использования упругой модели массива значения смещений могут быть определены более простым способом, используя расчетную схему для невесомого породного массива с внешними удаленными границами, свободными от напряжений, и с горной выработкой, контур которой нагружен напряжениями, численно равными напряжениям нетронутого массива в точке, соответствующей центру выработки, и направленными в сторону выработки (по И. В. Родину — снимаемой нагрузкой) (рис. 59, б).

Для получения указанных решений необходимо с учетом уравнений связи между напряжениями и деформациями совместно проинтегрировать уравнения равновесия, имеющие для условий плоского напряженного состояния вид

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} &= 0; \\ \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} &= 0, \end{aligned} \right\} \quad (147)$$

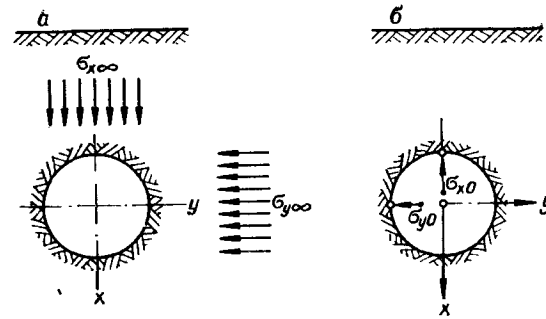


Рис. 59. Расчетные схемы для определения напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг выработок.

а — для определения поля напряжений в окрестности выработки; б — для вычисления компонент смещений.

и уравнение неразрывности деформаций

$$\frac{\partial^2 \epsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \epsilon_y}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}. \quad (148)$$

Подставляя в уравнение неразрывности (148) вместо компонент деформаций их выражения как функции напряжений из закона Гука, получаем

$$\frac{\partial^2 (\sigma_x + \sigma_y)}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 (\sigma_x + \sigma_y)}{\partial y^2} = 0. \quad (149)$$

Таким образом, для решения задачи необходимо совместно проинтегрировать уравнения (147) и (149).

Система уравнений (147) является однородной и вследствие этого ее общее решение содержит одну функцию $F(x, y)$ от независимых переменных x и y и имеет следующий простой вид:

$$\sigma_x = \frac{\partial^2 F}{\partial y^2}; \quad \sigma_y = \frac{\partial^2 F}{\partial x^2}; \quad \tau_{xy} = \tau_{yx} = -\frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y}. \quad (150)$$

При подстановке значений σ_x и σ_y в выражение (149) получаем уравнение четвертого порядка в частных производных:

$$\frac{\partial^4 F}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 F}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 F}{\partial y^4} = 0. \quad (151)$$

К бигармоническому уравнению (151) необходимо добавить граничные условия, т. е. условия нагрузки на контуре рассмат-

риваемого отверстия, тоже выраженные через функцию $F(x, y)$. В общем случае уравнения граничных условий примут вид

$$\left. \begin{aligned} N_x &= \frac{\partial^2 F}{\partial y^2} l - \frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y} m; \\ N_y &= -\frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y} l + \frac{\partial^2 F}{\partial x^2} m, \end{aligned} \right\} \quad (152)$$

где l и m — направляющие косинусы нормали n к контуру отверстия; N_x , N_y — нормальная и касательные составляющие нагрузки на контур.

Резюмируя сказанное, плоскую задачу теории упругости при заданных нагрузках можно с математической точки зрения трактовать как необходимость определения функции $F(x, y)$ из уравнения (151). Эту функцию называют функцией напряжения (функцией Эри).

Весьма эффективно представить функцию напряжений посредством двух функций $\varphi(z)$ и $\psi(z)$ комплексного переменного $z = x + iy$ [90].

В этом случае искомые напряжения определяются соотношениями

$$\left. \begin{aligned} \sigma_y &= \operatorname{Re} \{ [\Phi(z) + \overline{\Phi(z)}] + [z\Phi'(z) + \psi(z)] \}; \\ \sigma_x &= \operatorname{Re} \{ [\Phi(z) + \overline{\Phi(z)}] - [z\Phi'(z) + \psi(z)] \}; \\ \tau_{xy} &= \operatorname{Im} \{ [\Phi(z) + \overline{\Phi(z)}] + [z\Phi'(z) + \psi(z)] \}, \end{aligned} \right\} \quad (153)$$

где $\Phi(z) = \varphi'(z)$, $\psi(z) = \psi'(z)$; Re и Im — соответственно обозначают действительную и мнимую части выражений в скобках; черта над функциями обозначает знак сопряженности.

Для нахождения значений $\varphi(z)$ и $\psi(z)$ применяют интегралы типа Коши, которые дают возможность вычислить значение функции в любой точке области, если известны ее значения на границе этой области. Наиболее просто это осуществимо в случае, когда область ограничена окружностью. В соответствии с этим целесообразно использовать криволинейные координаты, связанные с конформным отображением поперечного сечения выработки или области массива, окружающей его, с помощью специальных отображающих функций $z = \omega(\zeta)$ (рис. 60) на круг. При этом каждой точке области z соответствует одна точка области ζ . Преобразование выполняют таким образом, что углы между любыми двумя линейными элементами как в области z , так и в области ζ остаются равными по значению и направлению отсчета. Отображающие функции $z = \omega(\zeta)$ при этом представляют собой полиномы.

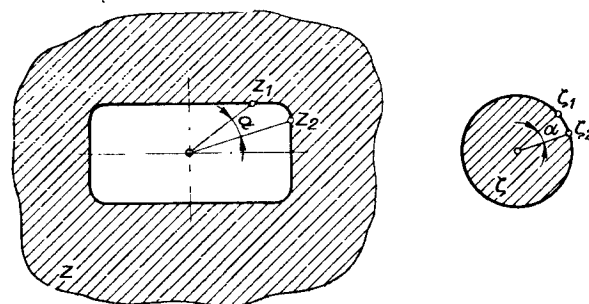


Рис. 60. Конформное отображение области вокруг прямоугольного контура на внутренность круга (точкам z_1 и z_2 соответствуют точки ζ_1 и ζ_2).

С учетом конформного отображения искомые напряжения окончательно определяются формулами

$$\left. \begin{aligned} \sigma_x &= 2 \operatorname{Re} \Phi(\zeta) - \operatorname{Re} \left[\frac{\overline{\omega(\zeta)}}{\omega'(\zeta)} \Phi'(\zeta) + \psi(\zeta) \right]; \\ \sigma_y &= 2 \operatorname{Re} \Phi(\zeta) + \operatorname{Re} \left[\frac{\overline{\omega(\zeta)}}{\omega'(\zeta)} \Phi'(\zeta) + \psi(\zeta) \right]; \\ \tau_{xy} &= 2 \operatorname{Im} \Phi(\zeta) + \operatorname{Im} \left[\frac{\overline{\omega(\zeta)}}{\omega'(\zeta)} \Phi'(\zeta) + \psi(\zeta) \right], \end{aligned} \right\} \quad (154)$$

где $\Phi(\zeta) = \varphi'(\zeta)/\omega'(\zeta)$; $\psi(\zeta) = \psi'(\zeta)/\omega'(\zeta)$; $\zeta = \rho e^{i\theta}$; ρ и θ — текущие полярные координаты.

Напряжения в массиве пород вокруг выработок различных форм поперечного сечения при любых граничных условиях вычисляют обычно с помощью электронных вычислительных машин. При этом, как правило, задачу разбивают на три этапа: нахождение отображающей функции, получение функций напряжений и вычисление напряжений в отдельных точках области массива вокруг выработки.

Указанное решение принимают в качестве основного и при определении напряженного состояния пород вокруг выработок в условиях неупругого деформирования пород. При этом особенности деформирования массива учитывают путем введения дополнительных условий.

§ 46. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ВОКРУГ ВЫРАБОТОК РАЗЛИЧНЫХ ФОРМ СЕЧЕНИЯ В УПРУГОМ ИЗОТРОПНОМ МАССИВЕ

Рассмотрим более подробно одну из выделенных ранее групп факторов, определяющих напряженное состояние массива вокруг выработок, а именно геометрические параметры,

в частности влияние различных форм поперечных сечений выработок.

Простейшей формой сечения выработок является круговая. Ее редко применяют для горизонтальных выработок, но для вертикальных стволов она широко распространена. В этом случае напряжения могут быть выражены весьма простыми формулами:

для вертикальных выработок [41]

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= \sigma_1 \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right); \\ \sigma_\theta &= \sigma_1 \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right); \end{aligned} \right\} \quad (155)$$

для горизонтальных выработок [10]

$$\left. \begin{aligned} \sigma_r &= \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) \left[\frac{\sigma_3 + \sigma_1}{2} - \frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2} \left(1 - 3 \frac{a^2}{r^2}\right) \cos 2\theta \right]; \\ \sigma_\theta &= \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2} \left(1 + 3 \frac{a^2}{r^2}\right) \cos 2\theta; \\ \tau_{r\theta} &= -\frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2} \left(1 + 2 \frac{a^2}{r^2} - 3 \frac{a^4}{r^4}\right) \sin 2\theta, \end{aligned} \right\} \quad (156)$$

где σ_3 и σ_1 — компоненты тензора напряжений в нетронутом массиве горных пород; a — радиус сечения выработки; r , θ — текущие полярные координаты.

Как следует из уравнений (155), (156), напряжения в любой точке массива пород вокруг кругового сечения определяются соотношением напряжений в нетронутом массиве и координатами данной точки. Причем для вертикальных стволов или если напряженное состояние нетронутого массива гидростатическое ($\sigma_3 = \sigma_1$), из координат определяющим является лишь полярное расстояние данной точки от центра выработки. В этом случае коэффициент концентрации напряжений

$$K = \sigma_i / \sigma_3, \quad (157)$$

где σ_i — нормальная компонента тензора напряжений в рассматриваемой точке массива.

В любой точке контура значение $K=2$ (рис. 61, а) и все напряжения являются сжимающими.

Если же $\sigma_3 \neq \sigma_1$, то напряжения в кровле и боках выработки существенно различны. На части контура при $\sigma_3 / \sigma_1 < 1/3$ со стороны действия большего из напряжений появляется область напряжений обратного знака (растягивающих), которая тем обширнее, чем больше разница между σ_3 и σ_1 . Сжимающие же напряжения в противоположность этому имеют большие значения со стороны действия меньших нагрузок. При $\sigma_1 = 0,25 \sigma_3$

(если $\nu=0,2$) максимальный коэффициент концентрации напряжений K наблюдается в боках выработки и составляет 2,75 (рис. 61, б), а при $\sigma_1 = 2 \sigma_3$ и $\sigma_1 = 10 \sigma_3$ (в условиях действия тектонических сил) — в кровле и составляет соответственно 5 и 29 (рис. 61, в, г). Во всех рассмотренных случаях речь идет о коэффициенте концентрации тангенциальных напряжений, поскольку радиальные напряжения на контуре всегда равны нулю, если со стороны контура выработки массив не испытывает противодействия (например, реакции жесткой крепи).

Интересно проследить, как изменяется размер l области влияния выработок, т. е. другими словами, на каких расстояниях от контура выработки напряжения практически не отличаются от соответствующих компонент поля напряжений нетронутого массива.

Вычисления по формулам (156) показывают, что для условий гидростатического напряженного состояния нетронутого массива уже на расстоянии $l = 1,65 d$ (где $d = 2a$) значения и тангенциальных и радиальных составляющих отличаются от соответствующих компонент напряжений в нетронутом массиве не более чем на 5 %.

Для других условий нагружения наблюдаются существенные различия в скорости затухания компонент напряжений σ_θ и σ_r по мере удаления от контура выработки. При этом, как правило, быстрее затухают те компоненты, которые имеют большие коэффициенты концентраций на контуре.

Так, при $\sigma_1 = 0,25 \sigma_3$ наиболее быстро затухает тангенциальное напряжение σ_θ в стенке выработки, уже на расстоянии $l = 1,35 d$ от контура оно отличается на 5 % от значения такого в нетронутом массиве. Остальные компоненты (в том числе и в кровле) затухают медленнее и указанный уровень достигают лишь на расстоянии $l = 2,75 d$.

При $\sigma_1 = 2 \sigma_3$ тоже быстрее затухает σ_θ в кровле, исходя из этого радиальная протяженность области влияния выработки составляет $l = 1,5 d$. Медленнее затухает радиальная составляющая напряжений. В частности, в стенке ее значение отличается на 5 % от уровня соответствующей компоненты нетронутого массива на расстоянии $l = 2,5 d$ от контура.

Похожий характер отмечается и для напряженного состояния вокруг выработок при $\sigma_1 = 10 \sigma_3$, здесь также очень быстро затухают тангенциальные составляющие в кровле ($l = 1,25 d$), в то время как остальные намного медленнее. Особенно медленно уменьшаются радиальные составляющие в кровле ($l = 7 d$).

Таким образом, размеры зоны влияния выработок существенно зависят от степени равномерности начального поля напряжений и при наиболее благоприятном случае для круговой формы сечения составляют около полутора диаметров.

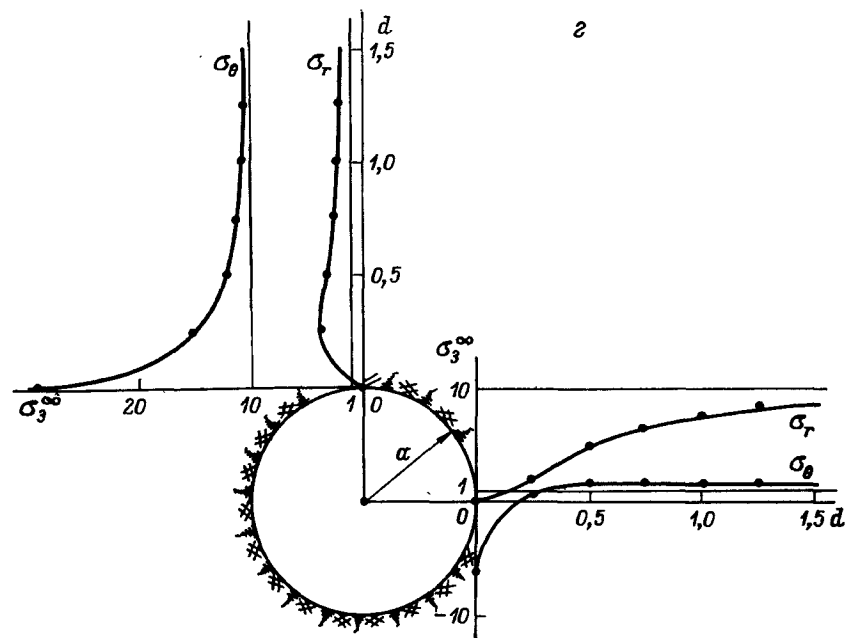
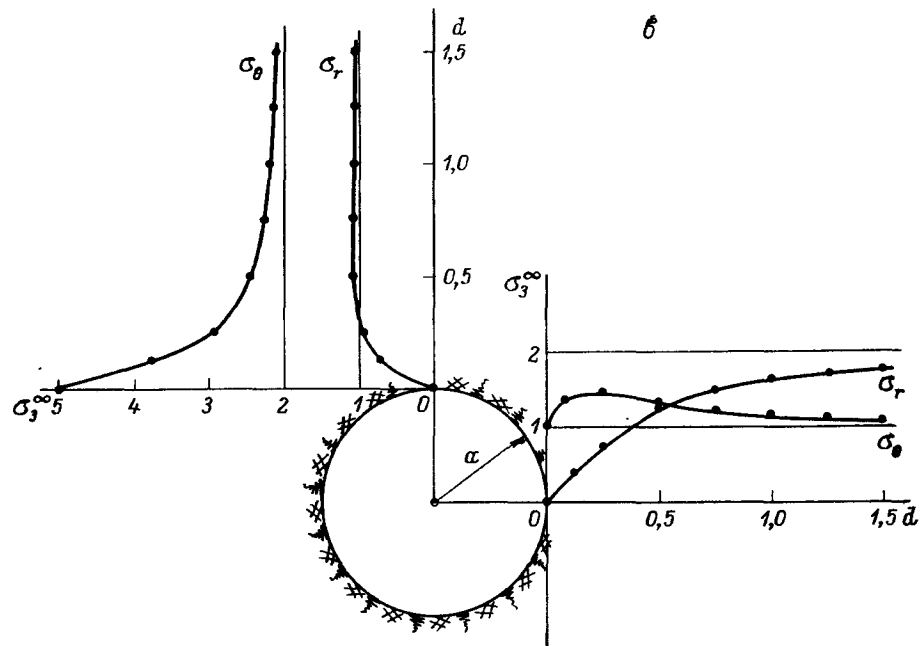
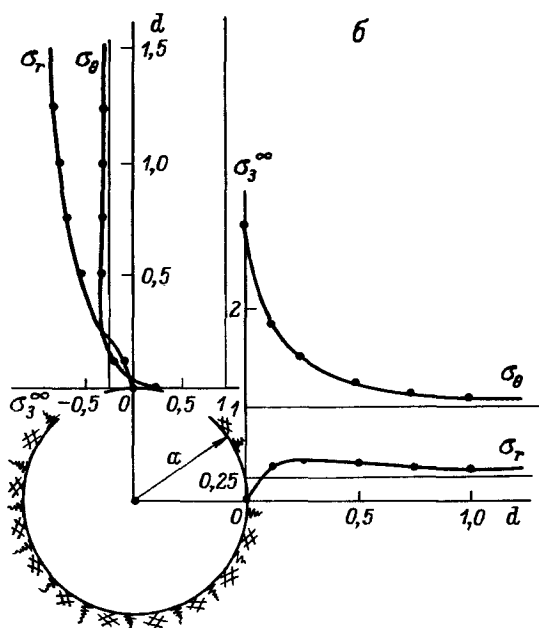
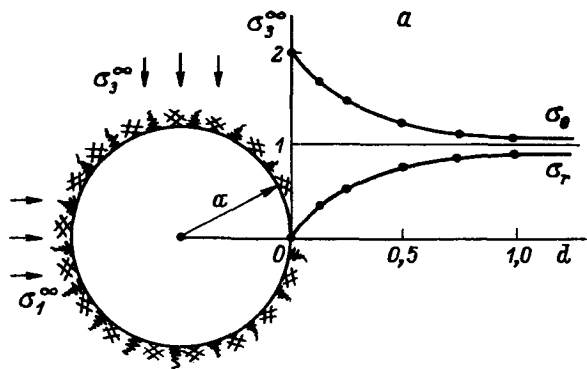


Рис. 61. Распределение напряжений в кровле и стенках выработки кругового поперечного сечения при различных соотношениях компонент тензора напряжений в нетронутом массиве.

a — при гидростатическом напряженном состоянии ($\sigma_3^\infty = \sigma_1^\infty$); *b* — при распределении напряжений по А. Н. Динику при $\nu=0.2$ ($\sigma_1^\infty = 0,25 \sigma_3^\infty$); *c*, *d* — при действии тектонических сил соответственно $\sigma_1^\infty = 2\sigma_3^\infty$ и $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$.

Представляет практический интерес характер распределения напряжений в массиве в сторону забоя выработки. В данном случае напряженное состояние массива уже нельзя отождествлять с распределением напряжений в плоскости продольного сечения выработки и необходимо рассматривать пространственную задачу. В настоящее время подобные решения получены для упругих моделей массива с помощью численных методов, а также фотоупругости. Результаты исследований свидетельствуют, что в этом случае размеры зоны влияния и значения коэффициентов концентрации существенно меньше, чем для плоской постановки. В частности, уже на расстоянии $l=0,8d$ от контура выработки компоненты напряжений весьма мало отличаются от таковых в нетронутом массиве, а коэффициент K концентрации тангенциальных напряжений на контуре составляет 1,5 при гидростатическом напряженном состоянии нетронутого массива.

С тем чтобы проследить, как изменяются напряжения в массиве пород в зависимости от формы сечений выработок, рассмотрим случай, когда поперечное сечение выработки имеет вид эллипса. В практике горного дела такую форму поперечного сечения иногда применяют для вертикальных стволов.

На рис. 62 представлены графики напряжений вокруг эллиптического отверстия с отношением осей $a/b=2$ при таких же соотношениях компонент начального напряженного состояния, как и для круговой формы сечения выработок [71].

Из сравнения кривых на рис. 61 и 62 видно, что в целом характер распределения напряжений вокруг эллиптического отверстия подобен таковому при круговом сечении. Однако коэффициенты концентрации тангенциальных напряжений σ_θ отличаются от соответствующих им коэффициентов при круговой форме.

По сравнению с круговой формой сечения выработок эллиптическое сечение характеризуется несколько большими скоростями затухания напряжений по мере удаления в сторону массива, т. е. меньшей областью влияния. В частности, для наиболее благоприятных случаев размеры области влияния эллиптического сечения составляют около 1,2 большого диаметра (разница между напряжениями на границе области влияния и в нетронутом массиве не превышает 5%).

На напряжения вокруг выработки эллиптического сечения влияют соотношение полуосей сечения и (что особенно важно) ориентировка его в поле напряжений σ_3 и σ_1 нетронутого массива. Максимальная устойчивость выработки достигается при соблюдении равенства $a/b=\sigma_3/\sigma_1$ и при расположении большей оси сечения по линии действия наибольшего из напряжений в нетронутом массиве. Это необходимо иметь в виду при

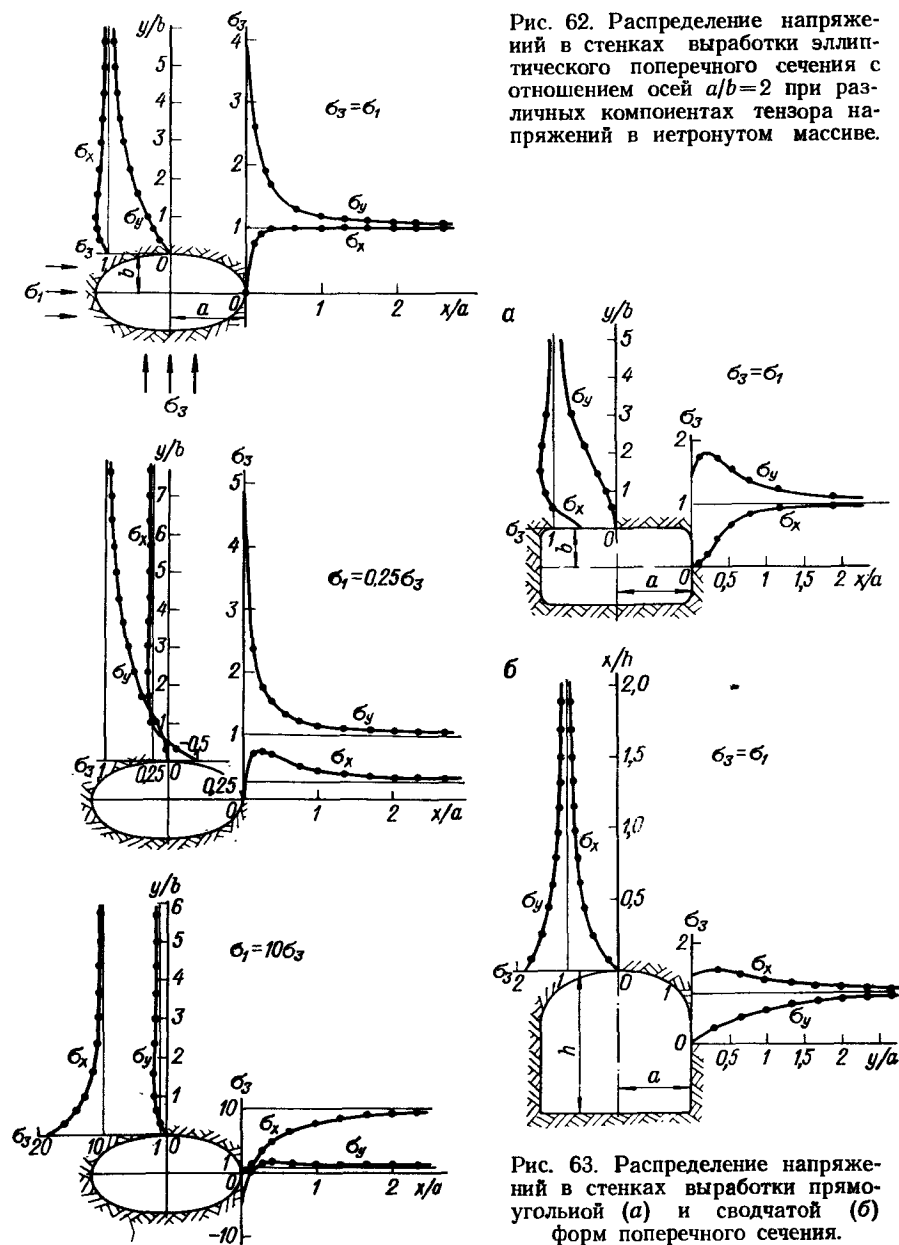


Рис. 62. Распределение напряжений в стенках выработки эллиптического поперечного сечения с отношением осей $a/b=2$ при различных компонентах тензора напряжений в нетронутом массиве.

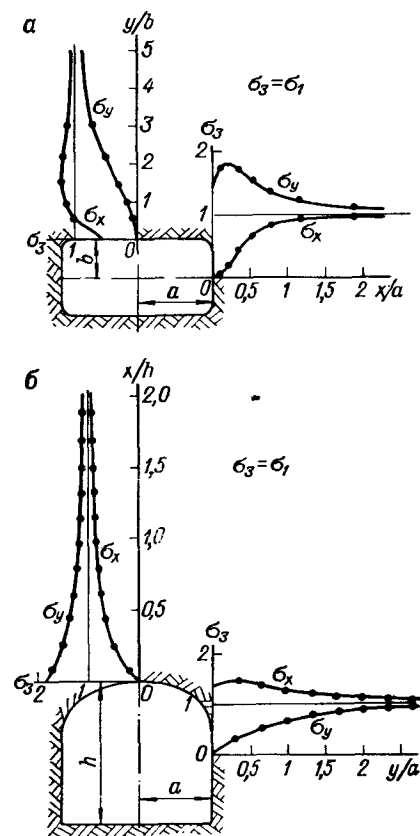


Рис. 63. Распределение напряжений в стенках выработки прямоугольной (а) и сводчатой (б) форм поперечного сечения.

проектировании горных выработок, выборе их направлений и формы поперечного сечения.

Отмеченные закономерности можно проследить и при рассмотрении графиков напряжений вокруг сечений выработок прямоугольной и сводчатой формы (рис. 63). Однако в этих случаях напряжения уже не могут быть представлены в форме замкнутой системы уравнений, а их вычисляют с помощью функций напряжений, как это было описано в § 45.

§ 47. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ВЗАИМНОГО ВЛИЯНИЯ ВЫРАБОТОК

На современных горных предприятиях лишь сравнительно небольшая часть выработок — одиночные — не испытывает влияния соседних выработок. Это обычно капитальные выработки — вскрывающие (стволы, штольни) и подходные (квершлага, уклоны и др.) — и в меньшей степени подготовительные. Большую же часть выработок проводят на небольших расстояниях друг от друга, определяемых параметрами применяемой системы разработки. В результате взаимного влияния напряженное состояние пород вокруг таких выработок существенно изменяется.

Теоретическое определение напряжений вокруг системы сближенных выработок является более сложной задачей, чем для одиночной выработки, но и в этом случае могут быть применены методы решения плоской задачи теории упругости, основанные на конформном преобразовании и использовании теории функций комплексного переменного. Разработаны также и приближенные методы решения подобных задач [163].

Результаты теоретического изучения, а также практический опыт проведения и эксплуатации горных выработок позволяют заключить, что напряжения вокруг взаимовлияющих выработок зависят от их размеров и конфигурации и от целиков между ними, от их пространственного расположения по отношению друг к другу, от числа сближенных выработок, а также от параметров начального поля напряжений в нетронутом массиве.

Прежде всего рассмотрим случай, когда на близком расстоянии друг от друга в массиве пройдены две одинаковые параллельные выработки с поперечными сечениями круговой формы.

Выше было показано, что область влияния одиночной выработки круговой формы сечения в условиях гидростатического поля напряжений простирается в массив на расстояние около 1,5 диаметра. Поэтому очевидно, что взаимное влияние выработок теоретически начнет сказываться, когда расстояния между их контурами будут меньше трех диаметров [129].

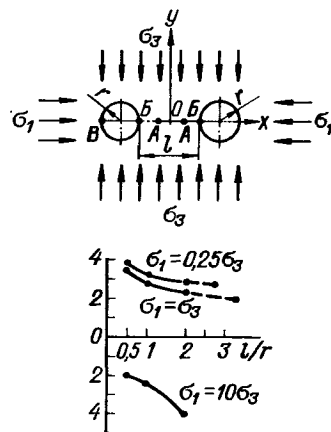


Рис. 64. Тангенциальные напряжения σ_θ (в долях σ_3) в стенках (точка Б) сближенных выработок на одном горизонте в зависимости от ширины целика между ними при различном напряженном состоянии нетронутого массива.

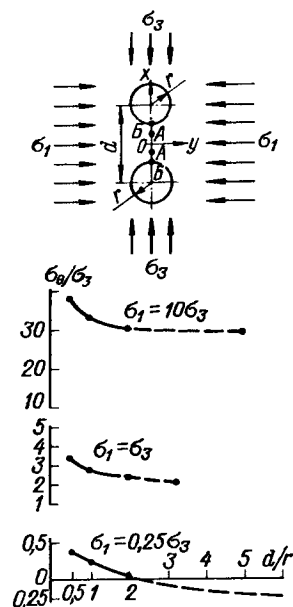


Рис. 65. Тангенциальные напряжения σ_θ (в долях σ_3) в кровле и почве (точка Б) сближенных выработок на разных горизонтах в зависимости от расстояния между их центрами при различном напряженном состоянии нетронутого массива.

Из рис. 64, 65 видно, что при сближенных выработках тангенциальные напряжения σ_θ на их контуре могут увеличиваться в 2 раза и более, при этом напряжения σ_θ в точке Б растут особенно быстро, когда ширина целика становится меньше радиуса выработок. Исключение представляет случай, когда действуют высокие горизонтальные напряжения тектонического происхождения. Тогда напряжения в целике и на контуре выработок уменьшаются или даже могут измениться по знаку.

Существенную роль играет ориентация максимального главного сжимающего напряжения нетронутого массива по отношению к системе выработок. А именно, если оно действует вдоль линии центров сечений выработок, то при сближении выработок концентрация напряжений в целике убывает (при $\sigma_1 = 10\sigma_3$ на рис. 64). Если же оно направлено перпендикулярно к линии центров, то концентрация напряжений в целике возрастает (при $\sigma_1 = 0,25\sigma_3$ на рис. 64 и $\sigma_1 = 10\sigma_3$ на рис. 65).

Отсюда следует, что на практике в массивах с негидростатическим распределением напряжений или при ярко выраженной анизотропии упругих свойств пород парные сближенные выработки целесообразно располагать таким образом, чтобы линия их центров совпадала с направлением наибольшего главного напряжения или с направлением в массиве, по которому модуль упругости имеет максимальное значение, т. е. например, для слоистого массива перпендикулярно к слоистости.

При увеличении числа сближенных выработок отмеченные закономерности сохраняются; изменяются лишь фактические значения действующих напряжений. В частности, в наиболее неблагоприятном случае при условиях, приближающихся к одноосному сжатию поперек линии центров системы из достаточно большого числа выработок, напряжение σ_θ на контуре каждой из них может достигать пятикратного значения по отношению к одиночной выработке (при ширине целика $l=0,2r$).

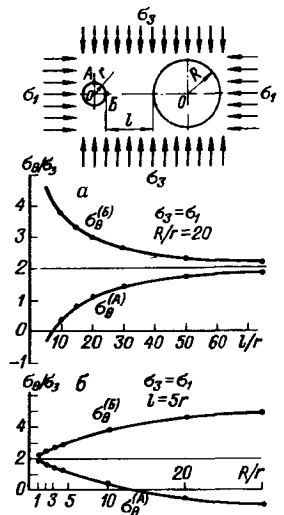
Особое значение для практики имеет случай, когда поперечные сечения взаимовлияющих выработок существенно различны.

Поскольку область влияния одиночной выработки, как было отмечено, прямо пропорциональна радиусу сечения выработки, то очевидно, что наиболее ощутимо влияние сближенных выработок скажется на распределении напряжений вокруг выработки меньшего сечения. На рис. 66 приведены зависимости напряжения σ_θ на контуре выработки меньшего сечения в точках *A* и *B* от размера целика между сближенными выработками при фиксированном отношении радиусов их сечений ($R/r=20$), а также от отношения радиусов R/r при постоянной ширине целика ($l=5r$) в условиях гидростатического напряженного состояния нетронутого массива [129]. Из рисунка видно, что в точках контура малой выработки, располагающихся вблизи линии, соединяющей центры обеих выработок, тангенциальные напряжения σ_θ могут увеличиваться в 2—2,5 раза; при этом наиболее интенсивно они растут в диапазоне отношения радиусов выработок до 20. В то же время в точках контура, расположенных под прямым углом к линии центров, напряжения σ_θ уменьшаются, вплоть до смены их знака.

Влияние выработки большего сечения начинает существенно сказываться при ширине целика между выработками $l \geq 1,5D$ (где $D=2R$). Выработка меньшего сечения на напряжения вокруг выработки большего сечения практически не влияет.

В тех случаях, когда подготовительная выработка попадает в область влияния очистной выработки камерного типа, расстояние, на котором начнет сказываться влияние последней, будет меньшим, чем соответствующие расстояния в рассмотренном примере. Это объясняется существенно меньшими (почти

Рис. 66. Тангенциальные напряжения σ_θ (в долях σ_3) на контуре выработки (точки *A* и *B*) в зависимости от ширины целика (*a*) и при различных соотношениях радиусов (*b*) сближенных выработок.



в 2 раза) размерами области влияния изометрической выработки по сравнению с цилиндрической.

Рассмотренные закономерности распределения напряжений вокруг сближенных выработок позволяют заключить, что в большинстве случаев взаимное влияние выработок проявляется в увеличении тангенциальных напряжений σ_θ . Поэтому на практике стремятся по возможности быстрее миновать зону повышенных напряжений, для чего, например, выработки обычно стараются сопрягать под прямым углом. В этом случае область взаимного влияния охватывает меньший объем пород.

При проведении сбоек между параллельными выработками или при Т-образном пересечении выработок предварительно делают небольшие засечки в стенках соединяемых выработок и уже затем производят сбойку из этих засечек. В этом случае область взаимного влияния также уменьшается, поскольку, как это было показано выше, напряжения впереди забоя выработок уменьшаются пропорционально кубу расстояния от контура выработки, тогда как со стороны стенок — пропорционально квадрату этого расстояния.

§ 48. ВЛИЯНИЕ АНИЗОТРОПИИ, НЕЛИНЕЙНОЙ УПРУГОСТИ И ПЛАСТИЧНОСТИ ПОРОД НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ВОКРУГ ВЫРАБОТОК

Если деформационные характеристики по различным направлениям в массиве пород существенно различны, т. е. горные породы проявляют анизотропию свойств, характер распределения напряжений вокруг выработок изменяется.

В настоящее время разработана теория упругости анизотропной среды, позволяющая вычислять напряжения вокруг отверстий различной конфигурации [70]. Известен ряд работ о распределении напряжений вокруг отверстий круговой, эллиптической, прямоугольной и других форм при различных случаях анизотропии [129]. Однако лишь отдельные теоретические решения доведены непосредственно до числа с учетом

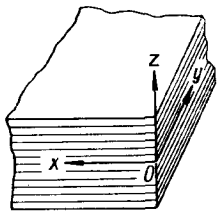


Рис. 67. Схема трансверсально-изотропной модели породного массива.

реальных свойств деформирующейся среды, в частности для горных пород [71].

Важное практическое значение имеет частный случай, когда массив горных пород может быть уподоблен *трансверсально-изотропной среде* (рис. 67). Это характерно для тонкослоистых осадочных, метаморфических пород, слюд, пегматитовых тел и пр. При этом деформирование может быть охарактеризовано с помощью пяти независимых констант, определяющих связь между напряжениями и деформациями. Уравнения обобщенного закона Гука имеют в этом случае вид

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{1}{E_1} (\sigma_x - \nu_1 \sigma_y - \nu_2 \sigma_z); & \gamma_{xy} &= \frac{1}{G_1} \tau_{xy}; \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E_1} (\sigma_y - \nu_1 \sigma_x - \nu_2 \sigma_z); & \gamma_{yz} &= \frac{1}{G_2} \tau_{yz}; \\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E_1} \left(\frac{E_1}{E_2} \sigma_z - \nu_2 \sigma_y - \nu_2 \sigma_x \right); & \gamma_{xz} &= \frac{1}{G_2} \tau_{xz}. \end{aligned} \right\} \quad (158)$$

Здесь E_1 и E_2 — модули упругости в плоскости изотропии и в направлении, нормальном к ней. Коэффициент поперечных деформаций ν_1 характеризует отношение продольных и поперечных деформаций в плоскости изотропии, а ν_2 — отношение соответствующих деформаций в плоскости, нормальной к напластованию. Модули сдвига G_1 и G_2 являются коэффициентами пропорциональности между касательными напряжениями τ и сдвиговыми деформациями γ соответственно в плоскостях изотропии и в плоскости, нормальной к ним. При этом, если модуль G_1 может быть выражен через E_1 и ν_1 с помощью известного соотношения

$$G_1 = \frac{E_1}{2(1-\nu_1)}, \quad (159)$$

то модуль G_2 для анизотропного тела является величиной независимой и не может быть определен через другие постоянные.

Вместе с тем модуль G_2 может быть получен из экспери-

ментов с ориентированными образцами по формуле из работы [71]

$$G_2 = \frac{1}{\frac{1}{E_\varphi \sin^2 \varphi \cos^2 \varphi} - \frac{\cos^2 \varphi}{E_1 \sin^2 \varphi} + \frac{2\nu_1}{E_1} - \frac{\sin^2 \varphi}{E_2 \cos^2 \varphi}}, \quad (160)$$

где E_φ — модуль упругости пород в направлении, составляющем угол φ с направлением нормали к плоскости слоев.

Для упрощения вычислений модуля G_2 эксперименты проводят с образцами пород, вырезанными под углом $\varphi = 45^\circ$ к напластованию. В этом случае формула (160) принимает вид

$$G_2 = \frac{1}{\frac{4}{E_\varphi} - \frac{1-2\nu_1}{E_1} - \frac{1}{E_2}}. \quad (161)$$

Степень анизотропии различных массивов горных пород может быть охарактеризована путем вычисления двух комплексных параметров k и n , являющихся в свою очередь функциями от E_1 , E_2 , ν_1 , ν_2 , G_2 . В частности, для трансверсально-изотропного тела, находящегося в состоянии плоской деформации относительно плоскости изотропии (плоскости слоев),

$$k = \sqrt{\frac{E_1/E_2 - \nu_2^2}{1 - \nu_1^2}}, \quad n = \sqrt{2k + m}, \quad (162)$$

где

$$m = \frac{E_1/G_2 - 2\nu_2(1 + \nu_1)}{1 - \nu_1^2}.$$

Для изотропного тела $k=1$, $m=2$ и $n=2$. Таким образом, чем больше параметры k и n для анизотропной среды будут отличаться соответственно от 1 и 2, тем существеннее поле напряжений в ней будет отличаться от такового в изотропной среде.

Экспериментальные определения всех упругих постоянных анизотропных пород полностью проведены пока лишь для единичных разновидностей осадочных и метаморфических пород (табл. 7).

Из таблицы видно, что несмотря на заметное различие упругих постоянных по различным направлениям, представленные породы являются слабо анизотропными, так как параметры k и n незначительно отличаются от 1 и 2. Соответственно этому следует ожидать и незначительное отличие значений напряжений вокруг выработок в массивах, сложенных данными

Таблица 7

Деформационные характеристики некоторых анизотропных горных пород (по данным Б. В. Матвеева [71])

Наименование пород	$E_1, 10^{-5}$ кгс/см ²	$E_2, 10^{-5}$ кгс/см ²	ν_1	ν_2	$G_0, 10^{-5}$ кгс/см ²	k	n
Алевролит (комбинат Ростовуголь)	6,21	5,68	0,215	0,260	2,29	1,037	2,064
Филлит (Ждановское месторождение)	7,40	5,76	0,27	0,33	2,63	1,126	2,095
То же	7,53	5,64	0,26	0,28	2,92	1,161	2,081

породами. При этом, однако, необходимо учесть, что структурные особенности массивов могут существенно изменить (усилить либо ослабить) эффект анизотропии.

До сих пор мы рассматривали идеально упругое деформирование массива горных пород, предполагая, что соотношения между напряжениями и деформациями линейны.

Реальным горным породам, особенно в условиях их естественного залегания, обычно свойственна нелинейность связи между напряжениями и деформациями уже при весьма небольших значениях действующих напряжений. На рис. 68 в качестве примера приведены кривые деформирования апатито-нефелиновых и флогопитсодержащих пород, которые проявляют значительную нелинейность при значениях напряжений, достигающих всего 10—15 % от разрушающих.

Теоретические работы о распределении напряжений в физически нелинейных упругих средах показывают [129], что коэффициенты концентрации напряжений вокруг отверстий различной формы в отличие от случая линейного деформирования существенно зависят от упругих характеристик среды и значений внешних нагрузок. Установлено также, что физическая нелинейность материала приводит к более равномерному распределению напряжений возле отверстий вследствие понижения коэффициента концентрации напряжений в наиболее нагруженных точках сечения. К выравниванию поля напряжений вокруг выработок приводит пластическое деформирование пород. При этом, если породы проявляют пластические свойства, непосредственно вокруг контура выработки формируется область пластических деформаций, которая по мере углубления от контура выработки в массив переходит в зону упругих деформаций [17].

Таким образом, при инженерных оценках напряженного состояния пород вокруг горных выработок неучет физической нелинейности деформирования реального массива пород или его пластических свойств дает некоторый запас по напряжениям

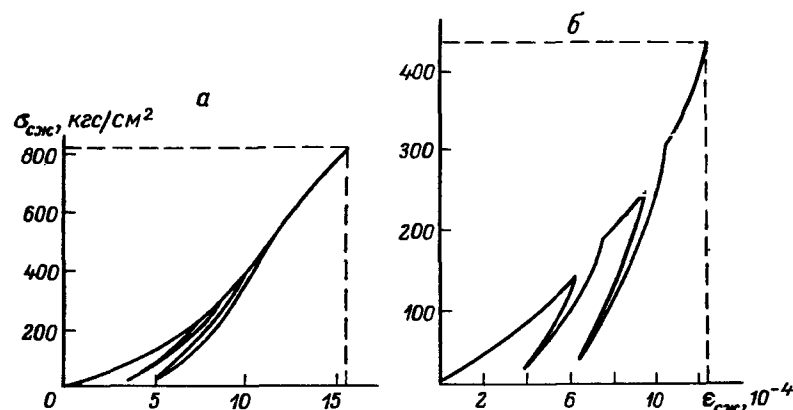


Рис. 68. Типовые кривые деформирования апатито-нефелиновых руд Хибинских месторождений (а) и флогопит-диопсид-оливиновых руд Ковдорского флогопитового месторождения (б).

$\sigma_{сж}$ и $\epsilon_{сж}$ — напряжение и деформация, соответствующие моменту разрушения при одноосном сжатии.

в результатах вычислений. Вследствие этого упругие решения можно рассматривать как верхний предел возможных напряжений в реальных массивах горных пород.

§ 49. ТИПЫ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В КАПИТАЛЬНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

В зависимости от деформационных и прочностных характеристик пород, непосредственно примыкающих к контуру выработки, могут иметь место различные виды деформаций пород на контуре или их разрушение. В разнообразных горно-геологических условиях в зависимости от свойств пород процессы деформирования и разрушения в стенках, кровле и почве выработок имеют те или иные характерные признаки и соответственно классифицируются, как различные виды проявлений горного давления.

Сразу же после образования очередного участка выработки в результате взрывания комплекта шпуров или вследствие воздействия рабочих органов машин механического разрушения породы вокруг выработки практически мгновенно упруго деформируются. Это деформирование охватывает значительную область вокруг выработки, в том числе и вокруг ранее пройденной части этой же выработки на некотором расстоянии позади забоя.

Вследствие высокой скорости деформирования (приближающейся к скорости звука) упругие деформации вокруг

забоя выработки успевают развиться до возведения крепи и в результате этого часто остаются незамеченными. Вместе с тем на ранее пройденных участках выработки в случае, если они закреплены весьма жесткой крепью, дополнительные, даже незначительные, упругие деформации могут вызвать значительные разрушения. Во избежание этого жесткие постоянные крепи всегда возводят с некоторым отставанием от забоя с целью предохранения их от воздействия упругих деформаций, а также и от повреждения при ведении взрывных работ, если проходку осуществляют буровзрывным способом.

Упругое деформирование пород в выработках иногда может сопровождаться интенсивным хрупким разрушением пород с выделением значительного количества энергии. Эти динамические явления (горные удары и внезапные выбросы) детально рассматриваются ниже.

Следует подчеркнуть, что проявления горного давления в форме хрупкого разрушения пород определяются как действующими напряжениями, так и особенностями деформирования пород.

Если действующие напряжения не превосходят определенного критического значения или же породы обладают способностью к проявлению значительных пластических деформаций, то хрупкого разрушения пород не происходит, а после сравнительно спокойного упругого деформирования развиваются пластические деформации как без разрыва сплошности (так называемое *пластическое течение*), так и с разрывом ее, т. е. разрушение. Например, после активного проявления стреляния пород концентрации напряжений уменьшаются и далее в течение длительного периода (до нескольких лет) происходит медленный процесс относительно спокойного деформирования и разрушения пород.

В случаях, когда уровень действующих напряжений вокруг выработок недостаточен для разрушения самих структурных блоков, из которых сложен массив, происходит разрушение пород в форме сдвига и отрыва по поверхностям естественных трещин или других структурных неоднородностей. Это приводит к наиболее массовому типу проявлений горного давления — образованию *вывалов* и *заколов*. Последние характеризуются условиями, когда отдельные куски пород еще не полностью потеряли связь с массивом, но могут обрушиться в выработку при малейшем дополнительном воздействии.

Если же породы в приконтурной области массива склонны к проявлению вязких свойств, в частности ползучести, то в выработках наблюдаются специфические типы проявлений горного давления — *сближение* (конвергенция стенок выработок или их почвы и кровли) или *пучение* пород.

Область массива пород вокруг выработок, в которой проявляются пластические, вязкие деформации и разрушение, составляет так называемую *зону неупругих деформаций*. Параметры зоны неупругих деформаций характеризуют состояние выработки, они являются исходными для выбора и расчета крепи, а поэтому их определение — обычно конечная цель теоретических и экспериментальных исследований.

§ 50. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДЕФОРМАЦИЙ И ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ВОКРУГ ОДИНОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Для количественной характеристики проявлений горного давления в одиночных капитальных и подготовительных выработках необходимо рассчитывать значение деформаций и перемещений пород при различных видах их деформирования.

В частности, при упругом деформировании компоненты перемещений u и v (см. § 45) вокруг одиночной выработки любой формы поперечного сечения, так же как и значения напряжений, вычисляются с помощью функций напряжений $\varphi(z)$ и $\psi(z)$ с учетом конформного преобразования из уравнения из работы [90]

$$2G(u + iv) = \kappa \Phi_1(\zeta) - \frac{\omega(\zeta)}{\omega(\bar{\zeta})} \Phi_1'(\zeta) - \overline{\Psi_1(\zeta)}, \quad (163)$$

где $G = E/[2(1 + \nu)]$, а $\kappa = 3 - 4\nu$ в условиях плоской деформации, характерной для рассматриваемого случая; при этом u соответствует действительной части уравнения (163), а v — мнимой.

В отличие от напряжений перемещения, как следует из уравнения (163), зависят от свойств деформируемых пород и вычисляются с помощью модуля упругости E и коэффициента поперечных деформаций ν .

Расчетные упругие перемещения u и v находят ограниченное применение при решении практических вопросов крепления и эксплуатации выработок. Гораздо чаще их используют в качестве первого приближения (исходных значений) для расчета перемещений и деформаций при неупругом деформировании пород.

В качестве примера рассмотрим порядок вычисления перемещений при вязком деформировании массива пород вокруг выработок, описываемом с помощью уравнений теории ползучести [106].

Полные значения перемещений при этом представляют в виде суммы чисто упругих составляющих u_0 и v_0 и компонент, обусловленных проявлением ползучести пород, u'' , v'' :

$$\left. \begin{aligned} u(t) &= u_0 + u''; \\ v(t) &= v_0 + v''. \end{aligned} \right\} \quad (164)$$

Вычисление u'' и v'' , как было показано в § 37, может быть сведено к формальной замене в выражениях u_0 и v_0 упругих констант E и ν , а следовательно, и G некоторыми временными операторами \bar{E} , $\bar{\nu}$ и \bar{G} , вид которых определяют по экспериментальным данным.

В частности, при использовании в качестве функции ползучести зависимости вида (см. § 7)

$$L(t, \tau) = \delta(t - \tau)^{-\alpha_n} \quad (165)$$

имеем

$$\bar{G} = G \exp \left[- \frac{3\omega\delta\Gamma(1-\alpha_n)}{2(1+\nu)} t^{1-\alpha_n} \right], \quad (166)$$

где $\omega = (1 - \alpha_n)^{1-\alpha_n}$, Γ — гамма-функция, значения которой табулированы.

В случае гидростатического напряженного состояния нетронутого массива коэффициент поперечных деформаций ν имеет лишь единственное значение, равное 0,5. Если же напряженное состояние массива пород не является гидростатическим, то значение временного оператора $\bar{\nu}$ определяют из выражения [106]

$$\bar{\nu} = \frac{1}{2} + \frac{1-2\nu}{2} \exp[\omega\delta\Gamma(1-\alpha_n)t^{1-\alpha_n}]. \quad (167)$$

При других способах аппроксимации экспериментальных данных о ползучести горных пород временные компоненты перемещений вычисляют по другим формулам, но общий принцип применения значений упругих перемещений в качестве базисного решения остается неизменным.

При склонности пород к проявлению деформаций вязко-пластического течения имеет место пучение пород в выработках, которое, как правило, резко проявляется со стороны почвы, но возможно также и в кровле выработок в зависимости от расположения слоя пучащих пород относительно выработки.

В общем виде интенсивность вертикальной компоненты деформации пород почвы или кровли (скорость пучения пород) в соответствии с теорией вязко-пластического течения может быть определена из выражения [77]

$$v = \frac{9[2Fh - 2qh^2 - \sigma_r(\pi lh + l^2)]^2}{4ahl\sigma_r\eta(\pi + 2l/h)^2}, \quad (168)$$

где F — нагрузка на слой пород в пластической зоне (определяется глубиной разработки H , объемным весом вышележащих пород γ , а также способом охраны выработки и влиянием очистных работ); $2h$ — мощность слоя пород почвы или кровли, подверженных пучению; q — несущая способность крепи, установленной в выработке; σ_r — предел текучести (для пород типа аргиллитов и алевролитов может быть принят $\sigma_r = 0,25[\sigma_{сж}]$); l — линейный размер пластической зоны; $2a$ — ширина выработки.

В формуле (168) коэффициент вязкости η является функцией времени:

$$\eta = \eta_0 + \frac{10^k t}{\alpha + \beta t}, \quad (169)$$

где t — период времени, за который рассчитывают скорость деформации выработки; η_0 — коэффициент вязкости пород почвы (кровли) при $t \rightarrow 0$ (для аргиллитов равен $0,4 \cdot 10^6$; для алевролитов $0,6 \cdot 10^8$ тс · сут/м²); α , β и k — коэффициенты, характеризующие изменение вязкости пород во времени (определяются экспериментально; для алевролитов $\alpha = 0,4$; $\beta = 0,7$; $k = 6$; для аргиллитов $\alpha = 0,8$; $\beta = 0,3$; $k = 6$).

Полная деформация за весь период существования выработки может быть вычислена путем интегрирования скорости деформации по времени t .

Теоретические методы определения перемещений и деформаций вокруг горных выработок из-за необходимости составления механических моделей и математических трудностей находят пока ограниченное применение. Шире используются данные непосредственного экспериментального измерения перемещений и деформаций пород на контуре выработок и в глубине окружающего массива пород, хотя области применения этих данных ограничены конкретными участками измерения.

Необходимо отметить, что при теоретическом определении напряженно-деформированного состояния в условиях упругого деформирования пород в первую очередь вычисляют действующие напряжения, а затем уже находят перемещения и деформации. При экспериментальных же определениях в противоположность этому сначала измеряют перемещения или деформации, а затем по этим данным вычисляют действующие напряжения.

§ 51. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН ХРУПКОГО РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ВОКРУГ ВЫРАБОТОК

Если напряжения на контуре выработок вследствие их концентрации превышают пределы прочности пород, происходит разрушение приконтурных участков массива. В результате вокруг выработок образуется зона нарушенных пород. Параметры этой зоны связаны с факторами как природными (действующие напряжения в массиве и свойства пород), так и технологическими (способ проходки выработки, характеристики крепи и пр.).

В общем случае параметры зоны нарушенных пород вокруг выработок могут быть определены экспериментально или аналитически. Экспериментальные методы определения этих параметров были изложены в гл. 5. Рассмотрим аналитический

подход к определению размеров зоны нарушенных пород, позволяющий прогнозировать устойчивость выработок на различных глубинах, в том числе еще не вскрытых горными работами. Будем учитывать лишь воздействие статических напряжений, поскольку влияние динамических нагрузок от взрывных работ в широком диапазоне горно-геологических условий практически одинаково и приводит к дополнительному ослаблению пород вокруг выработок в интервале 20—40 см от контура.

Как уже упоминалось, горные породы неодинаково сопротивляются приложенным нагрузкам, в соответствии с чем их характеризуют, как правило, двумя показателями прочности — пределом прочности на одноосное растяжение $[\sigma_p]$ и пределом прочности на одноосное сжатие $[\sigma_{сж}]$. В первом случае разрушение происходит под воздействием нормальных (растягивающих) компонент тензора напряжений σ_i и формой разрушения является отрыв. Во втором случае в качестве фактической причины разрушения можно рассматривать касательные напряжения τ_i . При этом прочность пород удобно характеризовать значениями сцепления $[\tau_0]$ и угла внутреннего трения φ_0 . Эти два параметра могут быть определены либо непосредственно из испытаний пород на срез, либо по паспорту прочности. Формой разрушения при этом является относительное смещение (сдвиг) отдельных частей пород.

Вследствие блочного строения массивов горных пород их сопротивление растягивающим напряжениям весьма мало, так что в инженерных расчетах предел прочности пород в массиве на растяжение можно полагать равным нулю. В таком случае область разрушения будет совпадать с областью действия растягивающих напряжений.

Размеры области растягивающих напряжений связаны с конфигурацией выработок и характеристиками естественного поля напряжений нетронутого массива. На рис. 69 показаны области растягивающих напряжений вокруг выработки прямоугольной формы сечения и приведены зависимости максимальной радиальной протяженности этой области в кровле и стенках выработки от соотношения размеров сечения и при различных напряженных состояниях нетронутого массива.

Наиболее опасна область растягивающих напряжений в кровле выработки, которая обычно ограничивается некоторой сводообразной кривой. Вследствие этого в практике горного дела при проведении выработок им стараются придать сводчатую форму сечения, чтобы уменьшить или вообще исключить образование зоны растягивающих напряжений. Параметры свода можно установить по зависимостям рис. 69.

При действии в массиве пород вокруг выработки только сжимающих напряжений может иметь место разрушение (раздавливание) структурных блоков либо, если действующие на-

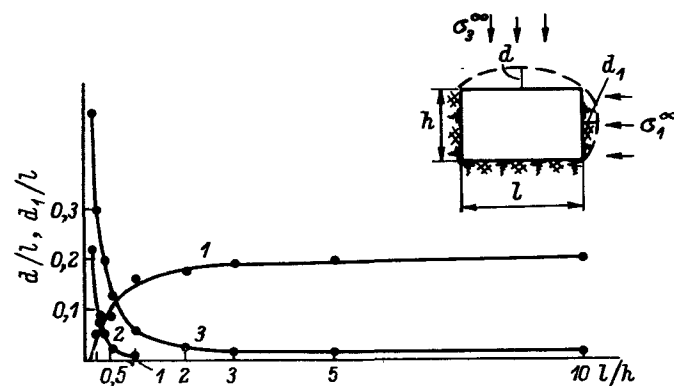


Рис. 69. Зависимости относительных размеров области растягивающих напряжений в кровле (d/l) и стенках (d_1/l) выработки прямоугольного сечения при различных напряженных состояниях нетронутого массива и соотношениях l/h .

1 — зависимость d/l при $\sigma_1^\infty = 0.25 \sigma_3^\infty$; 2, 3 — зависимости d_1/l соответственно при $\sigma_3^\infty = 2\sigma_1^\infty$ и $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$.

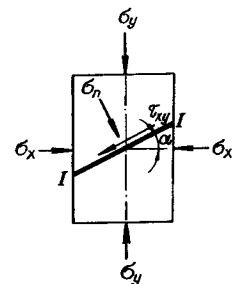


Рис. 70. Схема действия напряжений при разрушении в форме скола.

пряжения относительно невелики, скол по поверхности естественных трещин или других неоднородностей, т. е. разрушение лишь в области контактов структурных блоков. Последний вид разрушения особенно характерен для массивов скальных трещиноватых пород.

В обоих случаях, как уже указывалось, разрушение пород происходит под воздействием касательных напряжений с образованием поверхностей скольжения (рис. 70).

Согласно теории предельного равновесия условие неразрушения по поверхности скольжения, например по $I-I$, определяется неравенством

$$\tau_{xy} < [\tau_0] + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi_0, \quad (170)$$

где τ_{xy} — действующие максимальные касательные напряжения; $[\tau_0]$ и φ_0 — сцепление и угол внутреннего трения разрушаемого материала; σ_n — нормальная составляющая напряжения, действующая на площадку скольжения.

В свою очередь нормальная и касательная составляющие по поверхности скольжения определяются формулами

$$\left. \begin{aligned} \tau_{xy} &= \frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \sin 2\alpha; \\ \sigma_n &= \sigma_y \cos^2 \alpha + \sigma_x \sin^2 \alpha, \end{aligned} \right\} \quad (171)$$

где σ_y и σ_x — соответственно максимальное и минимальное главные напряжения; α — угол наклона поверхности скольжения к линии действия минимального главного напряжения σ_x .

С учетом зависимостей (171) неравенство (170) принимает вид

$$\frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \sin 2\alpha < [\tau_0] + (\sigma_y \cos^2 \alpha + \sigma_x \sin^2 \alpha) \operatorname{tg} \varphi_0 \quad (172)$$

или после преобразования выражения в скобках

$$\frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha (\operatorname{tg} 2\alpha - \operatorname{tg} \varphi_0) < [\tau_0] + \frac{\sigma_y + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_0. \quad (173)$$

Для горных пород наибольшее применение находит теория прочности О. Мора, в соответствии с которой для предрасчета условий разрушения хрупких однородных материалов с приемлемой в практике точностью достаточно учитывать лишь максимальное σ_y и минимальное σ_x главные напряжения. Другими словами, проверку прочности можно проводить лишь для действия максимального касательного напряжения τ_{xy} .

Однако если рассматривать условия неразрушения участков массива горных пород, ослабленных различно ориентированными поверхностями неоднородности, то необходимо проверить прочность породного массива и при действии других касательных напряжений (рис. 71). В этом случае полная система условий прочности состоит из трех неравенств:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha (\operatorname{tg} 2\alpha - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) &< [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}; \\ \frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha (\operatorname{tg} 2\alpha - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) &< [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_z + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}; \\ \frac{\sigma_y - \sigma_z}{2} \cos 2\alpha (\operatorname{tg} 2\alpha - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) &< [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_y + \sigma_z}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}. \end{aligned} \right\} \quad (174)$$

где $[\tau_{\text{тр}}]$, $\varphi_{\text{тр}}$ — сцепление и угол внутреннего трения по поверхностям неоднородности, в частности по естественным трещинам.

На рис. 72 показаны зоны возможного скола по естественным трещинам вокруг вертикального ствола для условий одного из месторождений Кольского полуострова, определенные указанным методом [59].

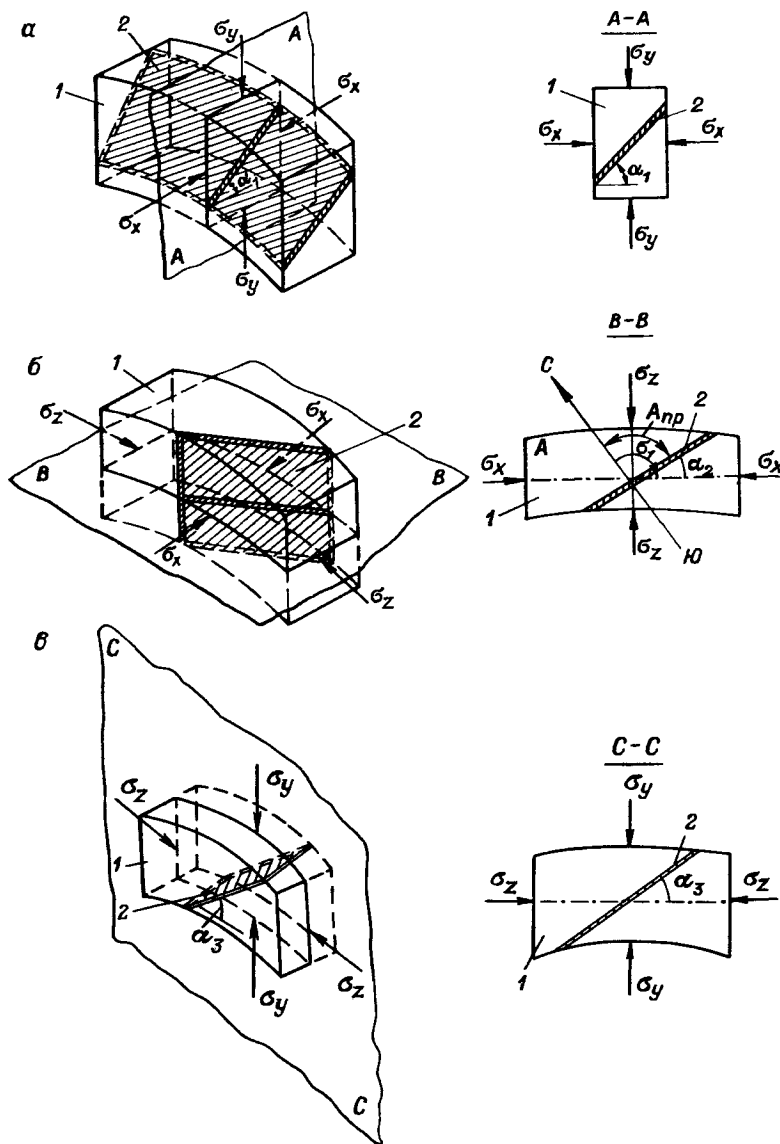


Рис. 71. Схемы разрушения пород по поверхностям различно ориентированных структурных неоднородностей.

$a-a$ — соответственно под воздействием $[\sigma_x, \sigma_y]$; $[\sigma_z, \sigma_x]$; $[\sigma_y, \sigma_z]$.
1 — структурный блок; 2 — поверхность неоднородности (плоскость ослабления).

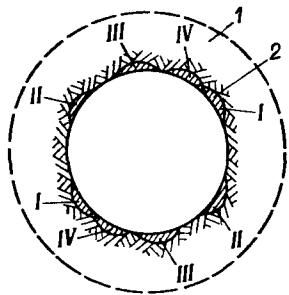


Рис. 72. Схема расположения зон возможного скола по естественным трещинам вокруг ствола кругового поперечного сечения (глубина $H = 580$ м, диаметр сечения 6 м, сцепление по поверхности трещин $[\tau_{тр}] = 10$ кгс/см²).

1 — зона возможного скола под действием максимального и минимального главных напряжений; 2 — зоны возможного скола под действием промежуточного и минимального главных напряжений.
I—IV — зоны возможного скола по различным системам естественных трещин.

Условия скола по поверхностям естественных трещин позволяют оценить и размеры зоны возможных вывалов из стенок и кровли выработок. При этом необходимо учитывать, что вывал какого-либо структурного блока возможен лишь в ре-

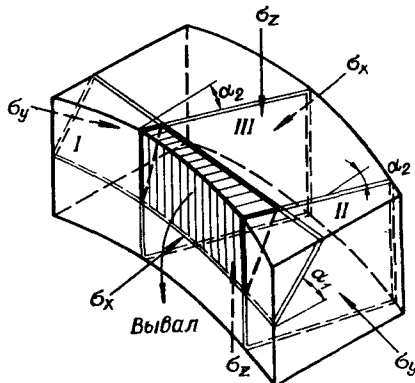


Рис. 73. Схема образования вывала из стенки вертикального ствола.

I—III — поверхности структурных неоднородностей.

Таблица 8

Коэффициент K для расчета глубины нарушенной зоны

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протоdjяконова, f	Коэффициент K
2—4	0,25
5—9	0,2—0,1
10 и выше	0,1—0,05

Примечания. 1. Для пород с высокой степенью трещиноватости или склонных к интенсивному выветриванию при $f \leq 5$ табличное значение коэффициента K следует увеличить в 1,5 раза. 2. Для пород крепостью $f = 2 + 1$ табличное значение K дополнительно увеличивают на 30% при глубине заложения выработки 100—250 м и на 50% при глубине 250—500 м.

зультате одновременной реализации скола по поверхностям трещин I, II и III (рис. 73) при условии, что по верхней его грани происходит отрыв.

При отсутствии экспериментальных данных глубина зоны нарушенных пород может быть приближенно оценена по формуле из работы [87]

$$h_n = Kb_0, \quad (175)$$

где b_0 — пролет выработки; K — безразмерный коэффициент, зависящий от крепости пород (табл. 8).

Рассмотренные подходы к расчету зон разрушения в массиве пород вокруг выработок можно применять в случаях, когда породы склонны к хрупкому разрушению.

§ 52. ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ И ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА ВИДА КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Под *управлением горным давлением* обычно понимают совокупность мероприятий по регулированию горного давления и сдвижения горных пород, окружающих горные выработки, в целях обеспечения их безопасной эксплуатации и создания необходимых условий ведения технологических процессов добычи полезных ископаемых.

Задачи управления горным давлением в капитальных и подготовительных выработках включают в себя:

- обеспечение необходимых требований к форме, размерам поперечных сечений и сохранности выработок во времени с точки зрения технологии добычи полезных ископаемых;
- обеспечение безопасных условий работы людей и механизмов на протяжении всего срока эксплуатации выработок;
- выбор наиболее экономичных мероприятий по повышению устойчивости выработок и их поддержанию.

Мероприятия по управлению горным давлением должны быть направлены на снижение действующих напряжений в массиве пород и на повышение деформационной способности и прочностных характеристик приконтурной части массива [161].

Горные работы стремятся развивать таким образом, чтобы исключить возможность опасных концентраций напряжений в приконтурных частях массива. Поэтому расстояние между выработками (размеры целиков) выбирают так, чтобы не было наложения зон их влияния.

Выработкам придают наиболее устойчивые формы поперечных сечений, которые определяются как видом и параметрами напряженного состояния массива пород, так и его структурными особенностями. При этом необходимо подчеркнуть, что существенное повышение устойчивости выработок (в частности,

вертикальных) достигается также и при правильном выборе пространственной ориентации сечения относительно компонент начального поля напряжений и структурных неоднородностей массива.

Для горизонтальных выработок устойчивые формы поперечных сечений следует выбирать так, чтобы исключить зоны растягивающих напряжений в кровле, которые также определяются видом и параметрами начального поля напряжений. Однако существенно больший эффект достигается при нахождении их оптимального направления в пространстве относительно структурных особенностей. Приемы нахождения оптимальной ориентации выработок в массиве скальных пород детально изложены в работе [59]. Особенно существен эффект для подземных сооружений различного назначения, где наблюдается относительно большая свобода в выборе пространственного расположения выработок по сравнению с условиями разработки месторождений полезных ископаемых.

Изменение напряженного состояния пород вокруг выработок может быть достигнуто также за счет применения мощных распорных крепей, способных оказывать значительные противодействия на окружающий выработку массив. При этом резко изменяются условия деформирования пород. Даже весьма небольших усилий, развиваемых распорными крепями, часто бывает вполне достаточно для того, чтобы значительно повысить прочностные характеристики массива пород вследствие деформирования их в условиях объемного, а не плоского напряженного состояния.

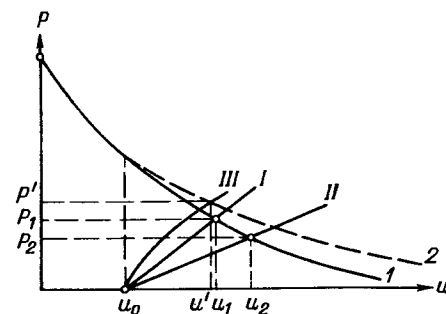
Аналогичную роль оказания противодействия на породы приконтурного массива выполняют буровые растворы при проведении и поддержании буровых скважин, которые по ряду своих характерных признаков могут служить в известном смысле моделями горных выработок. При этом весьма существенно то, что плотность бурового раствора, а следовательно и противодействие, оказываемое им на породы в стенках скважин, должны тесно увязываться с начальным полем напряжений в массиве и свойствами пород. Пример такой увязки представлен в работе [59] для условий одной из глубоких скважин, пробуренных на Кольском полуострове.

К мероприятиям, направленным на максимальное использование несущей способности пород, относятся прежде всего способы проходки выработок, обеспечивающие минимальное разрушение пород вокруг выработок, в частности ведение взрывных работ методом контурного взрывания, проведение выработок бурением на полное сечение и др.

В практике горного дела распространены также способы искусственного упрочнения пород вокруг выработок. К ним относятся тампонирование пород, в частности цементация и укреп-

Рис. 74. Зависимость нагрузок на крепь от деформационных характеристик пород на контуре выработки и крепи.

I—2 — характеристика деформирования пород на контуре выработки до и после установки штанговой крепи.
I, II — характеристики деформирования крепей различных конструкций;
III — характеристика деформирования штанговой крепи.



ление трещиноватых массивов, глинизация пород, а также установка анкерной крепи, выполняющей функции скрепляющей арматуры. Все эти способы позволяют повысить сцепление пород в массиве.

В некоторых случаях бывает достаточно повысить прочность вмещающих пород лишь на сравнительно короткий период времени, до возведения постоянной крепи. С этой целью используют специальные способы проведения выработок с замораживанием пород или кессонные способы. К этому следует добавить, что в ряде случаев необходимо предотвращать изменение свойств пород приконтурного массива под влиянием агентов выветривания. С этой целью в выработках применяют изолирующие виды крепи — монолитные бетонные, набрызгбетонные и др.

Из всех перечисленных способов повышения устойчивости выработок наибольшее применение имеет возведение в выработках того или иного вида крепей.

Рассмотрим взаимодействие крепи горных выработок с массивом окружающих пород более детально. Крепь горных выработок следует рассматривать как активный элемент системы «крепь—массив», состояние которой (в том числе и напряжения в крепи) определяется в равной степени деформационно-прочностными характеристиками как массива окружающих выработку пород, так и самой крепи [117]. Это наглядно может быть показано на графике (рис. 74), где координаты точек пересечения деформационных характеристик крепи с кривой деформирования породного контура выработки определяют значения нагрузки на крепь P и смещения u поверхности выработки и самой крепи при достижении состояния равновесия. Очевидно, при более жестких характеристиках крепи (например кривая *III*) точка пересечения на графике будет располагаться выше, а следовательно, нагрузка на крепь будет больше.

При этом необходимо подчеркнуть, что если издавна применяемые деревянные, каменные, бетонные, железобетонные и тюбинговые крепи непосредственно не изменяют деформационно-

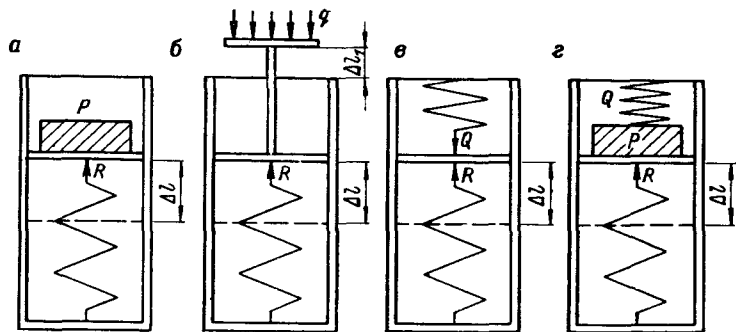


Рис. 75. Схемы режимов взаимодействия крепи выработок и массива окружающих пород.

Режим: а — заданной нагрузки на крепь [$R=P$; $\Delta l=f(P)=f_1(R)$; Δl не влияет на P]; б — заданной деформации (R практически не влияет на Δl); в — взаимовлияющей деформации крепи и массива [$\Delta l=f(Q, R)$]; г — комбинированный [$\Delta l=f(P, Q, R)$].
 Q и R — сопротивление соответственно пород и крепи; P — вес отделившихся объемов пород; q — напряжения в массиве пород вокруг выработок.

прочностных свойств пород, окружающих выработки, а лишь в определенной степени ограничивают их деформации и предотвращают разрушение, то различные виды анкерной крепи значительно повышают предел прочности на растяжение и сцепление пород в приконтурной части массива вследствие введения в породы металлической арматуры и заполнения раскрытых трещин бетоном при железобетонных штангах (на рис. 74 кривая деформирования пород после установки штанговой крепи смещается вверх). Этим в первую очередь и объясняется эффективность анкерной крепи, ее быстрое и широкое распространение в горной практике.

В зависимости от характера взаимодействия крепи и пород (рис. 75) выделяется несколько режимов [30].

В частном случае крепь выработки может быть загружена отделившимися от массива пород небольшими объемами. При этом смещения крепи практически не будут влиять на нагрузки на крепь. Подобный режим называют режимом заданной нагрузки (рис. 75, а).

Если же реактивное сопротивление крепи практически не влияет на перемещения поверхности соприкосновения крепи с породой, такое взаимодействие называют режимом заданной деформации (рис. 75, б). Оно характерно для участков выработок, подверженных высоким напряжениям, например в зонах опорного давления.

Наиболее часто крепи подготовительных и капитальных выработок находятся в режиме взаимовлияющей деформации (рис. 75, в). Смещение поверхности соприкосновения крепи с породой зависит в этом случае от сопротивления крепи.

Наконец, в практике возможны случаи, когда крепь работает в комбинированном режиме, например одновременно в условиях взаимовлияющей деформации и заданной нагрузки (рис. 75, г).

Выделение основных режимов взаимодействия крепи и массива пород позволяет в каждом конкретном случае определять наиболее вероятный ре-

жим работы крепи и в соответствии с этим рассчитывать и выбирать ее параметры. Например, как показывают результаты исследований устойчивости капитальных и подготовительных выработок в условиях скальных трещиноватых массивов [59], крепи выработок в этом случае, как правило, работают в режиме заданной нагрузки и испытывают незначительное давление от структурных блоков или их частей, потерявших связь с массивом в результате скола или отрыва по поверхностям естественных трещин. На основании проведенного изучения условий и режима работы крепи было установлено [59], что крепь в таких условиях должна удовлетворять требованиям:

а) быть не грузонесущей, а ограждающей конструкцией, предотвращающей образование заколов и выпадение породы в выработку;

б) предохранять стенки от выветривания, так как при выветривании ускоряются процессы разрушения приконтурного массива пород;

в) обеспечивать упрочнение связей между отдельными блоками массива.

Этим требованиям наиболее полно удовлетворяет комбинированная крепь из железобетонных анкеров с набрызгбетонным покрытием стенок и кровли выработок.

Глава 10. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 53. ХАРАКТЕРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Выработки, образуемые в результате непосредственной выемки полезного ископаемого при его разработке, называют очистными. По сравнению с подготовительными и капитальными очистные выработки обладают некоторыми особенностями. Важнейшими из них являются значительно большие размеры поперечных сечений, непрерывное движение забоя, обуславливающее постоянное изменение поля статических напряжений вокруг выработки, а также существенно меньшее время эксплуатации. Эти особенности очистных выработок определяют в свою очередь и специфические проявления горного давления в них.

Выше отмечалось, что тот или иной вид проявлений горного давления зависит как от действующих напряжений, так и от деформационных характеристик массива горных пород.

Значительные размеры сечений очистных выработок определяют увеличение зоны неупругих деформаций вокруг них по сравнению с капитальными и подготовительными выработками. В результате этого в процессе деформирования пород вблизи очистных выработок повышается влияние неоднородностей (крупноблоковой трещиноватости, геологических нарушений)

и пр.), достаточно часто реализуются такие виды проявлений горного давления, как пластическое течение и вязкое деформирование. На угольных месторождениях нередко происходит плавное опускание кровли за забоем лавы. Подобные процессы могут иметь развитие и в массивах скальных пород, при определенных соотношениях между размерами структурных блоков и площадью обнажения пород в выработках [59].

При определенных условиях в очистных выработках проявляется особый вид деформирования горных пород — пучение почвы. Природа пучения различна: иногда она происходит в результате выдавливания из почвы пластичных пород под воздействием опорного давления, развивающегося в боках выработок, иногда — вследствие увеличения объема глинистых пород и уменьшения их прочности под влиянием воды. Наиболее часто оба эти фактора действуют совместно.

Широко распространенным видом проявлений горного давления в очистных выработках является также обрушение пород при достижении некоторых критических размеров обнажений, определяемых в сущности теми же факторами — действующими напряжениями и свойствами деформирующейся области массива.

Наконец, при некоторых сочетаниях уровня действующих напряжений и свойств пород в очистных выработках, как и в подготовительных, возможны и упругие деформации кровли с сохранением ее устойчивости либо с внезапным разрушением в форме горных ударов.

Задачи управления горным давлением в очистных выработках, так же как в капитальных и подготовительных, заключаются в обеспечении устойчивого состояния выработок (или призабойного пространства) в течение необходимого времени их эксплуатации и выборе наиболее экономичного, но вместе с тем полностью обеспечивающего безопасность работающих людей способа поддержания и крепления выработанного пространства.

При этом специфика задач управления горным давлением в очистных выработках связана со сравнительно небольшим, как правило, сроком их эксплуатации и непрерывным продвижением забоя. Вследствие этого в очистных выработках в отличие от капитальных и подготовительных поддерживают обычно не всю отработанную площадь, а лишь часть ее в непосредственной близости от забоя, ограниченно применяя мощные жесткие виды крепи. Относительно же легкие деревянные или металлические податливые крепи, штанговая крепь и передвижные механизированные крепежно-добычные комплексы, перемещаемые по мере продвижения забоя, находят весьма широкое применение.

Для управления горным давлением в очистных выработках иногда используют закладку из пустой породы, которая поддерживает кровлю очистных пространств или же уменьшает амплитуду смещения покрывающих пород. Аналогичную роль играет отбитая горная масса, магазинируемая в блоках при разработке крутопадающих рудных залежей. Оказывая противодавление на стенки очистных камер, замагазинированная руда и порода существенно изменяют условия деформирования массива пород в приконтурной области вокруг очистных пространств.

Но наиболее широко в качестве мероприятий по управлению горным давлением используют полное обрушение пород над всем очистным пространством, за исключением призабойной части. При этом преследуют двоякую цель. Во-первых, вызывают искусственную разгрузку массива, в результате чего призабойная область освобождается от высоких статических напряжений (опорного давления). Во-вторых, вследствие заполнения выработанного пространства устраняется опасность динамических нагрузок в окружающем массиве и воздушной волны. Это создает возможность безопасного ведения горных работ в непосредственной близости от очистных выработок.

§ 54. ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ И РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Формы и характер проявлений горного давления в очистных выработках весьма разнообразны (от небольших сдвижений и деформаций горных пород и полезного ископаемого до их разрушения и обрушения, от незначительных нагрузок на крепь до полного вывода ее из строя) и зависят от многих факторов, в том числе от глубины разработки, структуры и механических свойств горных пород, мощности и угла падения полезного ископаемого. Большое влияние на проявления горного давления оказывают производственно-технические условия эксплуатации месторождений, характеризующиеся формой, размерами и расположением выработок, технологией ведения добычных работ, способом управления горным давлением, скоростью продвижения забоев, видом крепи и т. д. Вместе с тем со склонностью пород к тому или иному виду деформирования связаны выбор систем разработки месторождений и установление оптимальных параметров этих систем.

В гл. 9 были выделены три характерных типа проявлений горного давления в подготовительных выработках, физический смысл которых заключается в преимущественно упругом, пла-

стическом или вязком деформировании пород вокруг выработок. Аналогичные типы проявлений горного давления могут быть выделены и при рассмотрении очистных выработок. Однако количественные характеристики выделенных типов и формы проявлений горного давления в очистных выработках существенно отличаются от таковых в подготовительных выработках.

Общая картина процессов, происходящих в массиве пород вокруг очистной выработки, заключается в изменении поля статических напряжений и, как следствие этого, в деформировании окружающих пород. В первую очередь на контуре выработанного пространства и в окружающем массиве пород происходят упругие смещения. В некоторых, правда весьма немногочисленных, случаях указанными упругими смещениями процессы деформирования массива пород и исчерпываются. Однако это может иметь место лишь при очень прочных породах и высокой степени монолитного массива, в частности при разработке некоторых рудных месторождений системами с открытым очистным пространством, например камерными и камерно-столбовыми системами.

Гораздо чаще в выработанном пространстве вслед за упругими смещениями пород кровли и стенок развиваются неупругие деформации и происходят локальные разрушения. Этому способствует развитие в окружающем массиве зон концентрации как сжимающих, так и растягивающих напряжений. В процессы деформирования вовлекаются большие объемы пород, а вследствие этого — неоднородности низких порядков, по поверхностям которых массив наиболее ослаблен. В результате этого в очистных выработках развиваются процессы обрушения покрывающих пород.

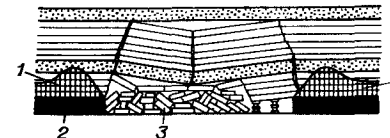
В практике разработки пластовых месторождений твердоукоренились понятия непосредственной и основной кровли и почвы пластов, отражающие различную способность пород к обрушению над очистным пространством.

Непосредственной кровлей называют малопрочный слой пород, залегающий непосредственно над пластом и не сохраняющий, как правило, устойчивость в призабойном пространстве без крепи или целиков. Мощность непосредственной кровли определяется мощностью систематически обрушающихся в выработанном пространстве пород после переноски посадочной крепи. Шаг самопроизвольного обрушения непосредственной кровли в несколько раз меньше шага обрушения основной кровли.

Основную кровлю составляют более прочные залегающие над непосредственной кровлей слои пород, которые приходят в движение спустя некоторое время после обрушения непосредственной кровли, когда площадь очистной выемки, т. е.

Рис. 76. Обрушение основной кровли над очистной выработкой.

1 — эпюры опорного давления; 2 — угольный пласт; 3 — выработанное пространство.



обнажение пород кровли, достигает соответствующих критических размеров (рис. 76).

Вследствие отмеченной структурной особенности массивов пород пластовых месторождений, а именно наличия слоев пород с различной прочностью и сцеплением, наблюдается достаточно четкое соответствие между размерами очистных пространств и обрушающихся масс. Это обстоятельство используют в системах с обрушением пород при установлении оптимального шага обрушения. В некоторых горно-геологических условиях отмеченное соответствие позволяет применять системы разработки с самообрушением пород позади забоя лавы.

Проф. А. А. Борисов различает два режима движения как непосредственной, так и основной кровли [143]:

а) режим начального движения, охватывающего период от начала проведения разрезной печи до первого обрушения кровли (непосредственной или основной);

б) режим установившегося движения, начинающегося, как правило, вслед за первым обрушением и продолжающегося до окончания отработки участка, панели, этажа.

В момент первого обрушения происходит мгновенное изменение характера и значений нагрузок на опорные целики, почву, кровлю и крепь выработок. В этот период часто наблюдают сильную деформацию крепи, приводящую иногда к ее полному разрушению и завалу лав. После первого обрушения пролеты зависших пород кровли уменьшаются и условия работы крепи улучшаются.

Пролеты обрушений непосредственной и основной кровли по простирацию в соответствии с выделенными режимами называют *шагом начального и шагом установившегося обрушения*. Первое обрушение основной кровли называют обычно *генеральным*.

При первом обрушении трещиноватой кровли трещины разрушения пересекают естественные трещины и располагаются в основном так же, как и в нетрещиноватых породах (т. е. в соответствии с характером напряженного состояния). Пролет предельного обнажения трещиноватой кровли составляет примерно 0,6—0,7 предельного пролета нетрещиноватой кровли.

При пересечении трещин, возникающих от подвижек пород, с квиважными и другими трещинами в кровле образуются отдельные глыбы, куски, отделяющиеся от остального массива и вываливающиеся в выработку. Это явление локальных обру-

шений пород носит название куполообразования или куполения кровли.

Обрушению кровли обычно предшествует треск ломающихся пород и крепи, вызываемый постепенно нарастающим давлением. За несколько секунд до обрушения от кровли пласта начинают отскакивать мелкие кусочки породы.

Иногда непосредственно над разрабатываемым пластом залегает легко обрушающийся слой пород небольшой мощности (до 0,5 м), носящий название ложной кровли. Этот слой, как правило, обрушается сразу же после выемки пласта, и его удержание при помощи крепи представляет большие трудности. Обрушение ложной кровли («коржа») происходит вдоль забоя небольшими участками (длиной несколько метров и шириной 0,5—2 м).

Аналогично подразделению пород кровли выделяют также непосредственную и основную почву. Непосредственная почва—слой пород, залегающий непосредственно под пластом или залежью. С ее свойствами связаны явления пучения, сползания при крутом падении и вдавливания в нее целников или крепи. Часто в пределах непосредственной почвы выделяют ложную почву—слой легкоразрушающейся породы мощностью до 0,3—0,4 м на контакте с пластом или залежью. Толщину пород, залегающую ниже непосредственной почвы, называют основной почвой.

Магматические месторождения по сравнению с осадочными отличаются более сложной структурой. Вследствие этого формы и размеры вывалов и обрушений здесь более разнообразны. Соответствие между размерами вывалов и площадью очистных пространств обычно менее заметно.

В условиях крутопадающих и наклонных месторождений при высоком уровне статических напряжений в массиве пород, в частности на больших глубинах, разрушения не только могут иметь место в кровле очистного пространства и в висячем боку, но захватывать и лежащий бок. Подобные явления, например, имеют место при разработке железорудных залежей Криворожского бассейна и угольных пластов в центральном районе Донбасса. Возможность разрушений вмещающих пород призабойной части очистного пространства вызывает необходимость применения специальных мероприятий по их предотвращению или локализации, чтобы обеспечить возможность нормального ведения очистных работ. С этой целью во многих случаях разработку ведут системами с креплением или закладкой очистных пространств.

В определенных условиях при ведении очистных работ системами разработки с магазинированием функции закладочного материала выполняет также невыпущенная руда в обрабатываемых блоках.

Вязкое деформирование характерно для массивов осадочных пород при сравнительно небольшой мощности обрабатываемого пласта. Если мощность разрабатываемого пласта невелика, то перемещения покрывающих пород, обусловленные вязким деформированием, могут оказаться достаточными для полного заполнения выработанного пространства. Именно на этом явлении основано управление кровлей плавным опусканием на маломощных (до 0,7 м) угольных пластах (рис. 77).

При камерных системах разработки горное давление проявляется в деформировании (а иногда и в разрушении) целников, вдавливания их в почву, в прогибе кровли и пучении почвы. При неблагоприятных условиях в почве и кровле камер могут появиться трещины, приводящие к завалу камер.

К числу проявлений горного давления в очистных выработках относятся также заколы, отслаивание, толчки, осыпание и стреляние пород, горные удары и др., для борьбы с которыми приходится применять целый ряд специальных мер. Эти вопросы подробно рассмотрены в последних главах книги.

§ 55. РАСЧЕТ НАПРЯЖЕНИИ И ДЕФОРМАЦИИ (ПЕРЕМЕЩЕНИЯ) ПОРОД ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

Для решения практических вопросов устойчивости призабойного пространства очистных выработок и управления горным давлением часто бывает необходимо производить расчеты напряжений и перемещений пород. Во многих случаях

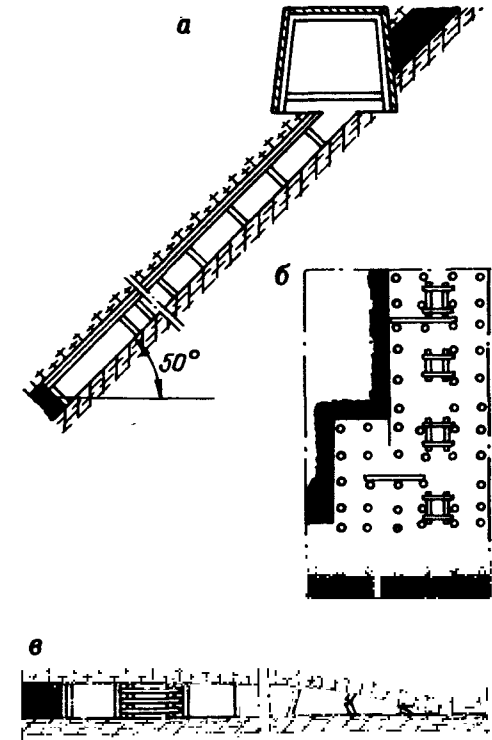


Рис. 77. Управление кровлей плавным опусканием.

а — разрез вкостр пространства пласта; б — план очистных работ; в — разрез по пространству пласта.

весьма эффективными оказываются так называемые численные методы механики сплошных сред. Благодаря применению электронно-вычислительных машин численные методы позволяют сравнительно быстро выполнить расчеты и при достаточной надежности исходных данных обеспечивают точность, необходимую для практики.

В гл. 9 было показано, что для определения напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг выработок в предположении упругого деформирования необходимо решить дифференциальное уравнение в частных производных четвертого порядка вида

$$\frac{\partial^4 F}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 F}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 F}{\partial y^4} = 0, \quad (176)$$

где F — функция напряжений (функция Эри), посредством которой могут быть вычислены компоненты тензора напряжений и деформаций.

Решение этого уравнения может быть получено различными математическими методами. Как указывалось выше, уравнение (176) решается с применением функций комплексных переменных и конформного отображения односвязных областей, приближенно аппроксимирующих форму одиночных заглубленных выработок. Однако его решение весьма затруднено для системы выработок и целиков, т. е. в случае, характерном для условий очистных выработок.

Для сложных конфигураций полостей можно использовать численные решения уравнения (176), согласно которым приближенно аппроксимируются частные производные функции F . Основным достоинством этих методов является универсальность, применимость для широкого класса случаев и относительная простота вычислений. Их недостатком является большой объем вычислений, однако применение электронно-вычислительной техники позволяет его преодолеть. Одним из таких приближенных методов является метод конечных разностей, или, иначе, метод сеток. Общий принцип метода состоит в том, что дифференциальное уравнение заменяют некоторым уравнением в конечных разностях, которое получают путем замены в нем производных и других дифференциальных операций их приближенными выражениями через разностные отношения или значения функций в отдельных точках по заранее выбранной сетке. В результате подобной замены уравнение (176), например, может быть записано в виде

$$\frac{20F_{0;0} - 8(F_{1;0} + F_{0;1} + F_{-1;0} + F_{0;-1}) + 2(F_{1;1} + F_{-1;1} + F_{1;-1} + F_{-1;-1}) + (F_{2;0} + F_{0;2} + F_{-2;0} + F_{0;-2})}{h^4} = 0. \quad (177)$$

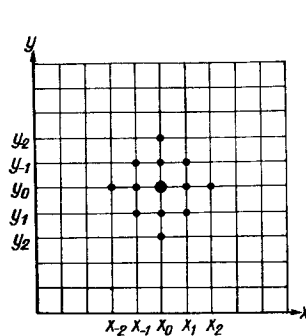


Рис. 78. Схема расположения узлов сетки, входящих в приближенное уравнение при замене бигармонического уравнения уравнением в конечных разностях.

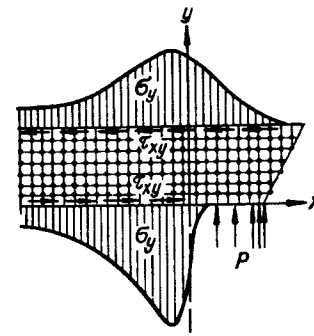


Рис. 79. Расчетная схема и эпюры напряжений в кровле очистной выработки, вычисленных методом сеток. P — реакция крепи; линия забоя совпадает с осью y .

В это уравнение наряду со значением функции $F_{0;0}$ в рассматриваемой точке $(0, 0)$ входят также значения ее в двенадцати узлах, отстоящих от точки $(0, 0)$ не далее, чем на $2h$, где h — шаг сетки (рис. 78).

Подобным же образом с учетом граничных условий может быть составлено уравнение для любой из узловых точек сетки, которая разбивает исследуемую область. В результате решение дифференциального уравнения (176) заменяют решением системы алгебраических линейных уравнений.

Например, таким способом детально исследовали [76] напряженно-деформированное состояние части массива пород непосредственно над очистной выработкой (рис. 79).

Поскольку метод конечных разностей является лишь приемом решения дифференциальных уравнений, ему в полной мере свойственны недостатки, присущие определению напряженно-деформированного состояния массива пород методами классической теории упругости. К ним прежде всего относятся сложность аппроксимации граничных условий, в частности при наличии угловых точек на контуре исследуемой области, а также относительно малая возможность учета неоднородности массива пород, что имеет особо важное значение для очистных выработок, где необходимо рассматривать весьма значительные по размерам области горных пород.

Более перспективны развиваемые в последние годы численные методы, основанные на положениях строительной механики: метод конечных элементов и вариационно-разностные методы, базирующиеся на энергетических принципах теории упругости.

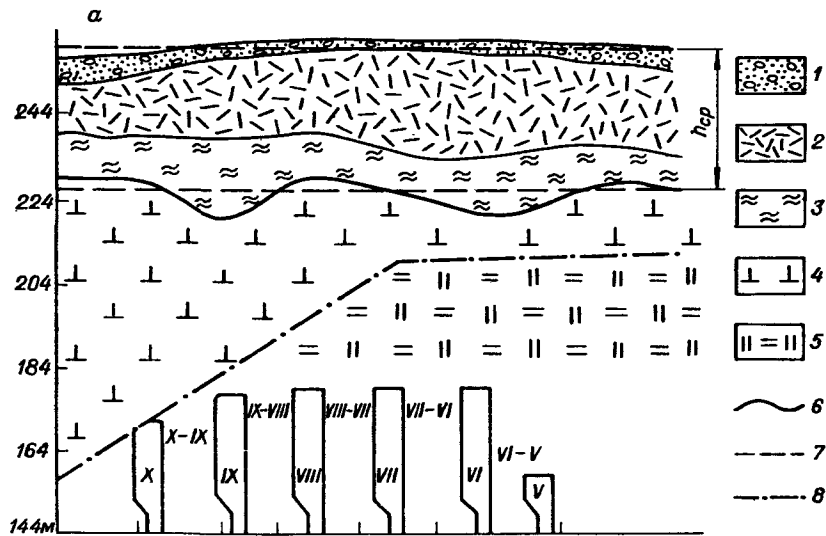
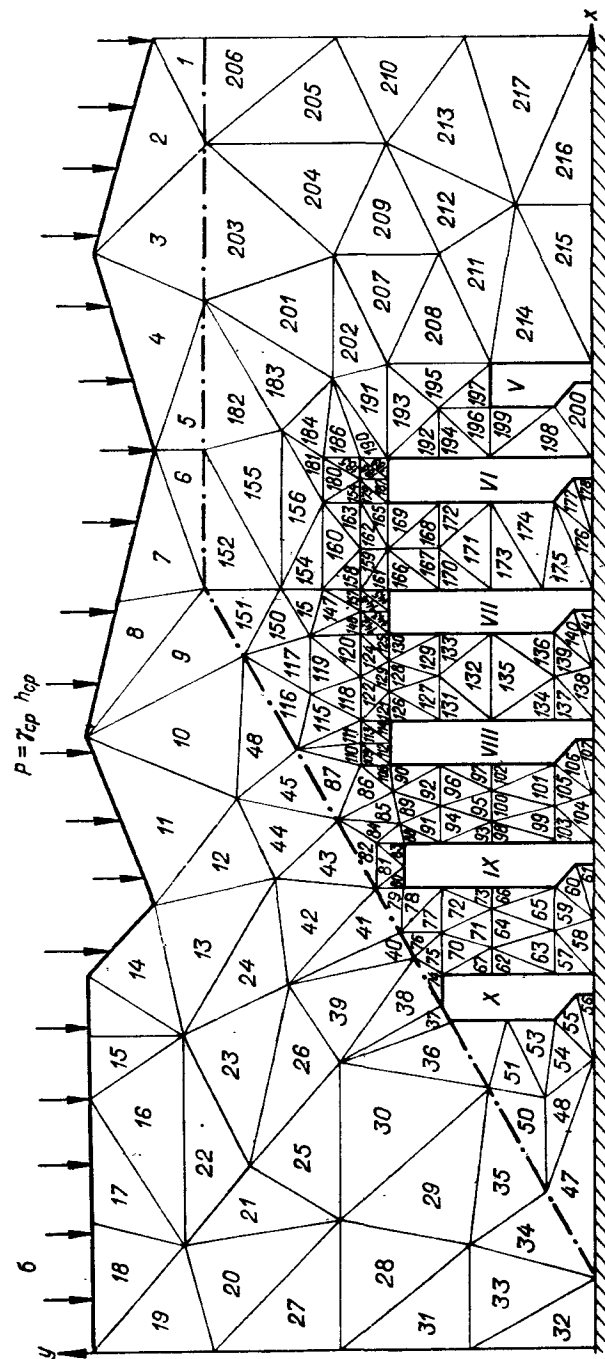


Рис. 80. Геологический разрез рудной залежи (а) и его схема с разбивкой на элементарные ячейки (б) для расчета напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных камер и в целиках вариационно-разностным методом (рудник «Ковдор», Ковдорское флогопитовое месторождение, Кольский полуостров).

1 — наносы; 2 — вермикулитовая порода; 3 — гидрофлогопитовая руда; 4 — оливиниты; 5 — флогопит; 6 — верхняя граница части массива, выделенной для расчетов; 7 — усредненные границы толщи покрывающих пород над участком массива, выделенным для расчетов; 8 — контакт пород, учитываемый в расчетах.
X, IX, ..., V — очистные камеры; X-IX, IX-VIII, ..., VI-V — межкамерные целики.

Метод конечных элементов основан на представлении области, напряженно-деформированное состояние которой необходимо определить в виде совокупности плоских или пространственных элементов типа стержневых или рамных конструкций. При этом в отличие от метода конечных разностей соблюдается ясная физическая трактовка решаемых задач. Вместе с тем необходимость определения свойств каждого элемента в отдельности дает возможность учитывать неоднородность свойств деформируемой области, а также рассчитывать области сколь угодно сложной конфигурации, в том числе и при условии многосвязности, без принципиальных изменений путей решения. В частности, метод конечных элементов успешно применяют для расчетов напряженного состояния плотин, откосов и их оснований.

При вариационно-разностном методе используют широко известное положение теории упругости о том, что полная потенциальная энергия деформируемой системы может



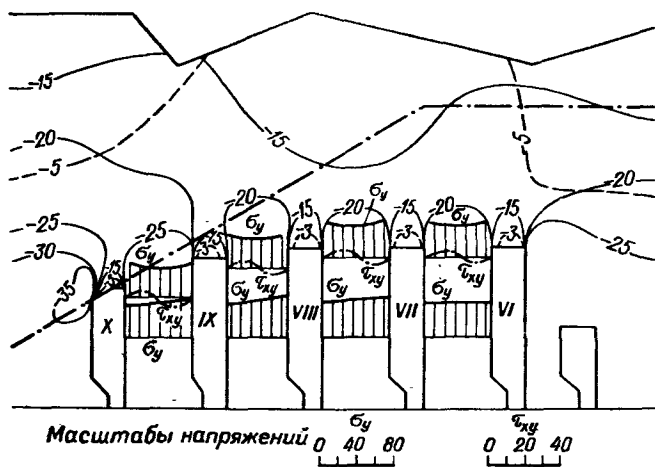


Рис. 81. Изолинии главных напряжений σ_3 (сплошная) и σ_1 (штриховая) в массиве пород вокруг камер и эпюры напряжений σ_y и τ_{xy} в различных сечениях целиков (рудник «Ковдор», Кольский полуостров).

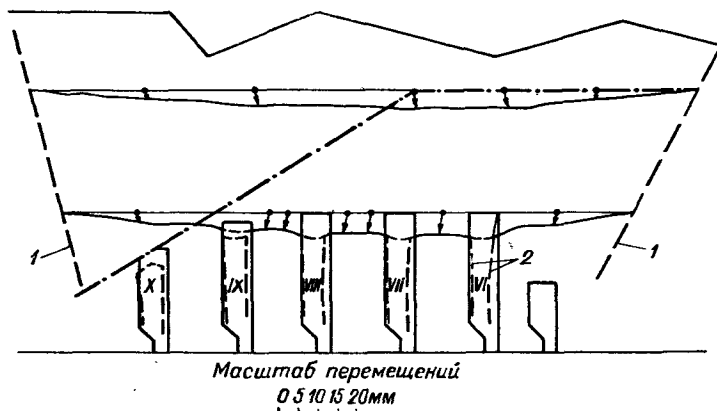


Рис. 82. Схема деформирования пород на контурах камер и эпюры перемещений в массиве по результатам вычислений вариационно-разностным методом (рудник «Ковдор» Кольский полуостров).

1 — границы области деформирования; 2 — контуры сечений камер после деформирования.

быть определена как разность между работой внешних нагрузок и внутренних сил (энергии деформации):

$$P = P_y - A, \quad (178)$$

где P_y — энергия упругого деформирования; A — работа внешних нагрузок.

При этом энергию упругого деформирования и работу внешних нагрузок выражают через компоненты тензора деформаций и перемещений. Искомыми перемещениями u и v являются те значения, которые приводят выражение полной потенциальной энергии к минимуму.

Для нахождения перемещений u и v рассматриваемую область расчета S покрывают сеткой, разбивающей ее в большинстве случаев на треугольные ячейки. Контур области аппроксимируют конечным числом прямолинейных отрезков, причем напряжения, деформации и массовые силы считают линейно распределенными по площади ячеек, а компоненты вектора смещений относят к узлам сетки.

В конечном итоге получают систему линейных алгебраических уравнений относительно u_i и v_i , в которой вид свободных членов зависит от граничных условий и от массовых сил. По найденным значениям u_i , v_i вычисляют компоненты тензора напряжений в отдельных точках рассматриваемой области.

Поскольку выражения для потенциальной энергии P_i в каждой ячейке составляют независимо от других ячеек, а затем все значения P_i суммируют и минимизируют по всем неизвестным u_i и v_i , значения упругих постоянных G_i и ν_i в соседних ячейках могут быть различными, что открывает неограниченные возможности для учета неоднородности свойств массива. Это обусловило успешное применение данного метода для оценки напряженно-деформированного состояния пород вокруг горных выработок, пройденных в существенно неоднородных (слоистых) массивах [45].

На рис. 80—82 показаны примеры расчетных схем и результаты вычислений компонент тензора напряжений и перемещений вокруг камер и целиков в массиве пород одного из месторождений Кольского полуострова.

Наряду с описанными возможно успешное применение упрощенных способов определения напряжений и перемещений пород вокруг очистных выработок, основанных на привлечении специальных гипотез или предположений. Например, применяют метод, основанный на уподоблении механизма деформирования кровли очистных выработок деформированию (прогибу) плоской плиты или балки-стенки [126].

В теории балок-стенок широко применяются представления функций напряжений F , а также напряжений и перемещений в виде бесконечных гиперболических-тригонометрических рядов. Метод решения задач теории упругости с применением рядов также можно отнести к приближенным, его точность зависит от числа членов ряда и может быть как угодно высокой.

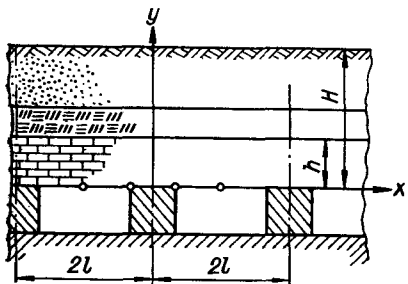


Рис. 83. Расчетная схема к определению напряженно-деформированного состояния кровли камер по теории балок-стенок.

В этом случае функцию напряжений F обычно представляют с помощью гиперболических функций в виде

$$F = \sum_{n=1}^{\infty} \cos \alpha x (C_1 \operatorname{sh} \alpha y + C_2 \operatorname{ch} \alpha y + C_3 \operatorname{sh} \alpha y + C_4 \operatorname{ch} \alpha y), \quad (179)$$

где $\alpha = \pi n / l$; n — целое число; l — фиксированная длина в направлении оси ox ; коэффициенты C_1, C_2, C_3 и C_4 определяют в каждом конкретном случае из соответствующих граничных условий.

Подобный подход может быть успешно применен в условиях непосредственной кровли, образующей один мощный слой над камерами и целиками (рис. 83) или же в случае многослойных (двухслойных) потолочин. При уменьшении отношения h/l распределение напряжений в кровле камер приближается к значениям, вычисленным по обычным формулам сопротивления материалов. Считают, что уже при $h/l < 1/4$ применение формул для тонких балок обеспечивает достаточную для практики точность.

§ 56. НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОРОД ВОКРУГ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ. ЗОНЫ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ

По мере извлечения полезного ископаемого и перемещения забоя поле напряжений вокруг очистной выработки изменяется. Область массива, в пределах которой происходят эти изменения, называют *зоной влияния очистной выработки*. В отличие от подготовительных выработок зоны влияния вокруг очистных пространств охватывают значительно большие области массива. Нередко процессы захватывают всю толщу вышележащих пород вплоть до дневной поверхности. Значительные области массива вовлекаются в процессы деформирования также и со стороны почвы очистной выработки.

По степени и характеру процессов деформирования и перемещения пород в пределах влияния очистной выработки

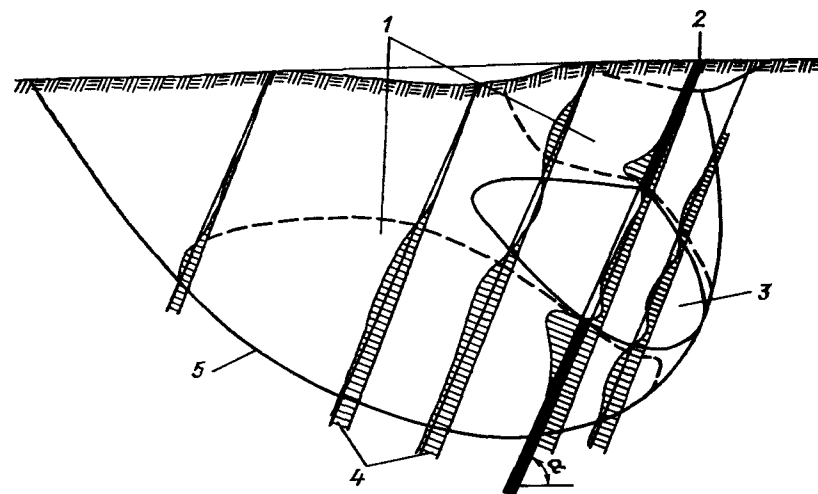


Рис. 84. Схема деформирования пород вокруг очистной выработки при крутом падении пласта.

1 — зона опорного давления; 2 — пласт угля; 3 — зона разгрузки; 4 — эпюры напряжений; 5 — граница области влияния выработки.

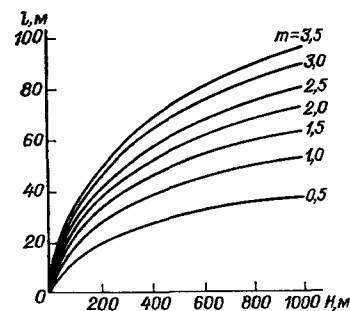


Рис. 85. Зависимости ширины l зоны опорного давления от глубины заложения очистных выработок H и от мощности пласта m .

в массиве могут быть выделены несколько различных зон: *зона обрушений, зона трещин, зона плавного прогиба, зона сдвижений*. Характерные особенности состояния массива в этих зонах и их параметры описываются в гл. 12.

С точки зрения напряжений в массиве пород вокруг очистной выработки выделяют две характерные зоны: *зону разгрузки* и *зону опорного давления* (рис. 84). Первая характеризуется тем, что в ее пределах породы испытывают меньшие напряжения, чем существовавшие до проведения очистной выработки. Область, где напряжения превышают уровень первоначального поля напряжений, носит название *зоны опорного давления* и по существу представляет собой зону концентрации напряжений вокруг очистной выработки.

Необходимо отметить, что поскольку границы очистной выработки все время перемещаются в пространстве, выделенные зоны также находятся в непрерывном движении, так что

породы массива, претерпевая изменения состояния, постепенно переходят из одной зоны в другую.

Например, под влиянием высоких напряжений в краевой части пласта уголь, непосредственно примыкающий к забою, разрушается, его несущая способность снижается и максимум опорного давления перемещается в глубь массива. В результате размеры зоны разгрузки увеличиваются, а границы зоны опорного давления отодвигаются от кромки забоя. Разрушенный уголь интенсивно отжимается в выработку, что широко используют в практике для снижения усилий на его отбойку. Подобные же явления отмечают и на рудных месторождениях [11, 171]. Так, при разработке мощных крутопадающих рудных тел непосредственно под горизонтом очистных работ образуется область разрушенной руды, вертикальный размер которой зависит от мощности залежи и угла ее падения и для условий Криворожского бассейна, например, может быть определен из выражения

$$z = \frac{M}{2} \sin 2\alpha, \quad (180)$$

где M — мощность залежи; α — угол падения.

Ввиду непрерывного подвигания забоя очистной выработки в практике горного дела принято выделять временное или эксплуатационное опорное давление, возникающее вблизи перемещающихся границ очистного пространства. В противоположность этому зону концентрации напряжений возле неподвижной границы очистной выработки называют зоной остаточного или стационарного давления.

Параметры зоны опорного давления определяются многими факторами. В первую очередь к ним следует отнести параметры начального поля напряжений, размеры и конфигурацию очистных пространств, деформационно-прочностные свойства массива вмещающих пород, а также способ воздействия на угольный пласт или рудное тело. На рис. 85 представлены зависимости ширины зоны опорного давления от глубины заложения очистной выработки и от мощности пласта в условиях угольных месторождений [37].

Вследствие сложности определения напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных выработок распространение получили способы расчета параметров зоны опорного давления без вычисления компонент полей статических напряжений в массиве, окружающем выработанные пространства. Эти способы основаны на следующих положениях.

1. Если на контуре выработки породы претерпевают значительные пластические деформации или разрушаются, то результирующая эпюра опорного давления имеет вид не плавной кривой (рис. 84), а содержит точку перегиба и состоит из двух ветвей, возрастающей и ниспадающей (рис. 86).

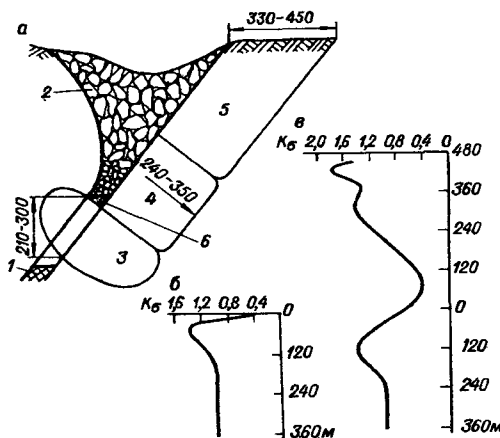
2. Параметры зоны опорного давления могут быть определены на основе аппроксимации обеих эпюр некоторыми функциями, конкретный вид которых зависит от принятых допущений.

Рис. 86. Эпюра напряжений в зоне опорного давления при разрушении пород на контуре очистной выработки.



Рис. 87. Распределение напряжений в зоне влияния очистной выемки мощных пластообразных рудных залежей.

a — схемы и размеры зон различного напряженного состояния; b , v — изменение коэффициента концентрации напряжений в зависимости от расстояния до горизонта очистных работ у всякого и лежащего боков залежи.
1 — рудное тело; 2 — зона обрушения; 3 — зона опорного давления; 4 — зона разгрузки; 5 — зона сдвига; 6 — зона разрушенной руды.



Однако наиболее надежными являются результаты натуральных определений и измерений параметров зон опорного давления, а не расчетные параметры. В частности, многочисленными инструментальными наблюдениями установлено, что пик напряжений в зоне опорного давления располагается обычно на расстоянии от забоя, равном 2—5 мощностям пласта и равен чаще всего $(2 \div 3)\gamma H$ [46].

Для рудных месторождений закономерности образования зон опорного давления изучены в меньшей степени. Например, по результатам непосредственных измерений напряжений в массиве пород вокруг камер на Высокогорском железорудном месторождении Урала установлено, что максимальное значение опорного давления при ширине камер 15—60 м составляет $(3 \div 11)\gamma H$. Этот максимум расположен на расстоянии 2—6 м от границы выработанного пространства [160].

В условиях мощных крутопадающих пластообразных залежей, как, например, на рудниках им. Дзержинского и им. Кирова в Криворожском железорудном бассейне, при разработке системами с обрушением зона стационарного опорного давления со стороны всякого бока распространяется ниже горизонта очистных работ на 130—140 м по вертикали [11]. Коэффициент концентрации K_{σ} напряжений составляет в среднем 1,4 (рис. 87). Со стороны лежащего бока зона опорного давления начинается ниже горизонта очистных работ на 30 м и протягивается на глубину до 180 м. Область максимальной концентрации напряжений располагается на глубине 110—120 м, при этом коэффициент концентрации K_{σ} в среднем равен также 1,4.

В условиях апатитовых месторождений Хибин, разрабатываемых системой с массовым принудительным обрушением, при высоте горизонта 70 м ширина зоны опорного давления составляет 40—70 м.

В недостаточной степени изучены закономерности распространения зоны опорного давления в глубь массива от кровли и почвы очистных выработок, особенно для условий рудных месторождений.

§ 57. ВЗАИМНОЕ ВЛИЯНИЕ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОБСОБЛЕННЫХ И СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ ИЛИ ЖИЛ

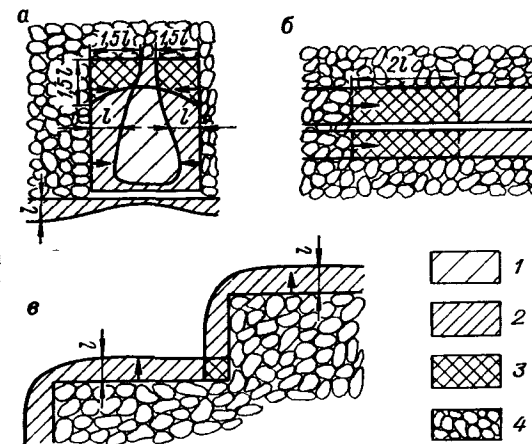
В реальных условиях случаи, когда пласт или рудное тело обрабатывают одним забоем, а породы окружающего массива испытывают влияние лишь одной очистной выработки, встречаются редко. Гораздо чаще очистные работы ведут в непосредственной близости от ранее выработанных пространств, одновременно по нескольким пластам или жилам, или же на нескольких соседних участках одного и того же пласта (рудного тела). В этих случаях окружающие породы подвергаются одновременному воздействию нескольких очистных выработок, поле статических напряжений в массиве пород вокруг очистных пространств формируется в результате наложения областей влияния каждой выработки и может иметь весьма сложную структуру. Вследствие этого количественно охарактеризовать взаимное влияние очистных выработок в настоящее время весьма сложно, поэтому ограничимся рассмотрением лишь качественной стороны вопроса.

Рассмотрим два наиболее характерных случая взаимного расположения очистных выработок: когда выработки располагаются в одной горизонтальной плоскости и когда взаимовлияющие выработанные пространства находятся на различной глубине от поверхности.

В первом случае в результате взаимного влияния выработанных пространств в областях массива, примыкающих к границам очистных выработок, происходит наложение зон опорного давления и породы испытывают повышенные нагрузки. Подобная ситуация, например, имеет место, когда осуществляют отработку рудного тела или пласта без оставления целиков и фронт отработки непосредственно соприкасается в плане с ранее выработанным пространством или обрушенными породами (рис. 88, а). Наложение зон опорного давления может происходить при отработке ранее оставленных целиков, а также при ступенчатой конфигурации фронта очистных забоев. В соответствии с этим для облегчения условий добычи полезного ископаемого необходимо по возможности стремиться к прямолинейной форме фронта очистных работ и равномерному перемещению в пространстве всех забоев, без

Рис. 88. Взаимное наложение зон опорного давления при различных схемах развития очистных работ.

а — при ведении работ без оставления целиков между вновь образуемым и ранее образованным очистным пространством; б — при отработке ранее оставленных целиков; в — при ступенчатой форме лавы. Стрелками показано направление движения забоев. 1 — область вне пределов зоны опорного давления; 2 — зона опорного давления протяженностью 1; 3 — участки взаимного наложения зон опорного давления; 4 — отработанное пространство.



образования выступов неотработанных частей пласта или рудного тела в выработанном пространстве.

Однако реальная опасность и практические затруднения в вопросах охраны и поддержания выработок, попадающих в зону опорного давления, возникают лишь в случае, когда значения действующих напряжений приближаются к пределам прочности пород.

Во втором случае (когда разрабатывают свиту пластов или жил) значение деформаций пород обуславливаются прежде всего порядком и очередностью отработки отдельных пластов (жил) в свите, их мощностью, условиями залегания и способом управления горным давлением.

Различают пласты независимые и сближенные. Пласты в свите считают *независимыми*, если разработка их возможна в любом порядке и очередности. Под *сближенными* понимают обычно такие пласты, одновременная разработка которых затруднительна или невозможна или когда разработка одного из них осложняет дальнейшую разработку другого.

При отработке нижнего пласта ранее верхнего (т. е. при подработке) происходит смещение вышележащих пород толщи, вследствие чего над нижним пластом возникает, как правило, зона беспорядочного обрушения, переходящая постепенно в зону прогиба пород с образованием трещин, выше которой появляется зона плавных прогибов. Если подрабатываемый пласт попадает в одну из первых двух зон, то он может оказаться разрушенным или сильно разбитым трещинами, и разработка его становится затруднительной.

Минимальная мощность междупластья, при которой рациональна подработка вышележащего пласта, в условиях пологого

залегания пластов в Донецком и Карагандинском бассейнах может быть рассчитана по формуле [143]

$$M = 12m + 3,5m^2, \quad (181)$$

где m — вынимаемая мощность нижнего пласта ($m \leq 2$ м).

В этом случае минимальное опережение $L_{оп}$ и его продолжительность $t_{оп}$ при подработке в соответствии с рекомендациями А. А. Борисова определяют из выражений

$$L_{оп} > 3L_b; \quad (182)$$

$$t_{оп} = L_{оп}/v_{оч}, \quad (183)$$

где L_b — длина шага обрушения ведущего слоя (т. е. наиболее прочного и мощного слоя междупластья); $v_{оч}$ — средняя скорость очистных работ.

В процессе подработки верхний пласт последовательно проходит через следующие стадии деформирования:

а) нагрузка и уплотнение в зоне опорного давления, возникающей впереди очистного забоя нижнего пласта;

б) разгрузка, опускание и разломы над породами, нависающими над выработанным пространством подрабатываемого пласта;

в) повторная нагрузка и уплотнение в зоне опорного давления, возникающей позади нависающих пород (т. е. в той части выработанного пространства, где эти породы получают опору);

г) частичное восстановление первоначальных напряжений в зоне полных сдвижений.

При отработке верхнего пласта раньше нижнего (т. е. при надработке) последний подвергается сложному процессу нагружения и разгрузки на площади, превышающей размеры отрабатываемой площади верхнего пласта. Надработка вызывает уплотнение надрабатываемого пласта в зонах опорного давления и разрыхление его в зонах разгрузки.

Таким образом, при расположении очистных выработок на разной глубине состояние пород в областях массива, испытывающих влияние обеих выработок, может характеризоваться как ростом действующих напряжений (при наложении зон опорного давления), так и их снижением (при расположении одной из выработок в зоне разгрузки другой выработки). Необходимо подчеркнуть при этом, что взаимное влияние даже одинаковых по размерам очистных выработок неравноценно, верхняя выработка оказывает на нижележащую, как правило, гораздо меньшее влияние, чем нижняя — на вышерасположенную. В соответствии с этим в практике чаще горные работы ведут в условиях надработки пластов или жил и реже в условиях подработки.

Учитывая, что ведение очистных работ в условиях взаимного влияния забоев сближенных пластов (жил) определяется, как указывалось, большим числом факторов (нередко противодействующих), окончательный вывод об оптимальном расположении забоев очистных выработок в пространстве может быть сделан лишь с учетом конкретной горно-геологической обстановки.

Например, поскольку образование трещин в подрабатываемом и надрабатываемом пластах способствует их дегазации и снижению напряжений в междупластье, в условиях месторождений, опасных по внезапным выбросам угля и газа или горным ударам, вновь проводимые выработки лучше располагать в разгруженных областях массива от предыдущих работ.

Вместе с тем если подобных опасных явлений не предвидится, то нерационально располагать вновь проводимые выработки в зоне разгрузки ранее пройденных выработок. Именно в этом случае в выработках наблюдаются наиболее массовые и интенсивные проявления горного давления (заколообразование, вывалы, обрушения, поддувание почвы и др.), затрудняющие поддержание выработок и их эксплуатацию.

По-видимому, наилучшие условия для устойчивости выработок могут быть обеспечены при организации очистных работ таким образом, чтобы все последующие выработки располагались в той части зоны опорного давления, где напряжения, хотя и несколько превышают уровень статических напряжений в нетронутым массиве, но по отношению к прочностным характеристикам пород не являются чрезмерно высокими. Это достигается соответствующим уступным расположением фронта очистных забоев по высоте рудного тела снизу вверх.

Рассмотренные случаи взаимного расположения очистных выработок являются простейшими и, естественно, не исчерпывают всего многообразия конкретных ситуаций, которые могут иметь место в тех или иных условиях.

§ 58. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Особое внимание при выборе способа управления горным давлением в очистных выработках уделяют поведению пород непосредственной кровли (в пределах призабойного пространства) и основной кровли (над призабойным и выработанным пространством). При этом учитывают способность пород кровли к обрушению, высоту зоны обрушения, размеры и длительность сохранения устойчивых обнажений (особенно непосредственной кровли в пределах призабойного пространства), свойства пород почвы (прочность, способность к пучению,

сопротивляемость вдавливанию в нее стоек крепи и др.), применяемые системы разработки и виды крепи, скорость подвигания очистных забоев, количество и степень выбросоопасности разрабатываемых пластов, расстояние между ними, сроки и порядки их отработки, наличие на земной поверхности объектов, подлежащих защите от влияния горных работ, оснащение забоев машинами и механизмами, их габаритные размеры и т. д. [23].

Степень значимости каждого из перечисленных факторов часто зависит от конкретных условий: второстепенные в одних условиях могут оказаться определяющими в других, и наоборот. Так, при отработке запасов полезного ископаемого под ответственными сооружениями, плотно застроенными территориями, крупными водными объектами нередко приходится применять системы разработки с закладкой выработанного пространства, тогда как по прочим факторам было бы вполне возможно применить в этих условиях другие, более производительные и экономичные системы разработки и способы управления горным давлением. При отработке защитных пластов, наоборот, предпочтительнее полное обрушение кровли, так как при этом способе управления горным давлением достигается наибольшая разгрузка пластов, опасных по выбросам угля и газа (см. гл. 20).

Вместе с тем имеются факторы, которые являются основными при выборе способа управления горным давлением в большинстве встречающихся на практике случаев. К этим факторам следует отнести прежде всего способность пород кровли к обрушению, которая положена в основу ряда классификаций. Одной из первых, не потерявших своего значения до настоящего времени, является классификация ВУГИ (табл. 9), предназначенная для выбора способа управления горным давлением в условиях разработки пологих пластов в основных угольных бассейнах СССР. В работе [143] приведена классификация горных пород кровли по обрушаемости, в которой в качестве классификационного признака принят шаг обрушения. Согласно этой классификации к весьма легкообрушающимся отнесены породы, имеющие шаг обрушения менее 0,5 м, к легкообрушающимся — не менее 2 м, к среднеобрушающимся — менее 10 м и к весьма труднообрушающимся — более 10 м.

Существуют также и другие классификации пород, в основе которых лежат подобные же признаки, но число выделяемых классов другое; например, классификация проф. В. Т. Давидянца [38].

Несмотря на условность приведенных классификаций (в них не учтены коэффициенты разрыхления пород, применяемые виды крепи и некоторые другие влияющие факторы), они играют

Таблица 9

Классификация пород для выбора способа управления горным давлением

Класс пород	Характеристика пород кровли	Характеристика пород почвы
I	В непосредственной кровле залегает легкообрушающаяся порода, состоящая из одного или нескольких слоев мощностью, не меньшей 6—8-кратной мощности разрабатываемого угольного пласта	Любой устойчивости
II	В непосредственной кровле залегает толща легкообрушающихся пород, мощность которых меньше 6—8-кратной мощности разрабатываемого угольного пласта. В основной кровле — труднообрушающаяся порода или же порода, обрушающаяся спустя некоторое время после подвигания очистного забоя и обнажения значительной площади	То же
III	В непосредственной кровле залегает мощный слой труднообрушающейся породы или же над пластом залегает основная кровля, которая может быть обнажена на значительной площади	»
IV	В непосредственной кровле залегают породы, обладающие способностью плавно опускаться без значительных разрывов и обрушения (при мощности пласта до 1 м)	Склонные к пучению

важную роль в упорядочении выбора оптимальных способов управления горным давлением.

Наибольшее распространение при разработке угольных и ряда рудных месторождений получил способ управления горным давлением, носящий название полное обрушение кровли. Примененное этого способа позволяет перенести обрушение пород за пределы призабойного пространства. Осуществляют его периодическими обрушениями (посадками) кровли путем выбивки или передвижения крепи, установленной на определенном расстоянии от забоя. Для регулирования обрушения непосредственной кровли применяют специальную крепь, выдерживающую большую нагрузку, чем обычная призабойная крепь. В качестве специальной крепи используют органические стенки, металлические костры, кусты из деревянных или металлических стоек, посадочные элементы механизированных крепей и т. д.

Применение полного обрушения кровли наиболее эффективно на тонких и средней мощности пластах пологого и наклонного падения при породах I, II и III классов (табл. 9), когда обрушившиеся породы подбучивают слой, создавая надежную породную подушку, предотвращающую вредные последствия вторичной осадки.

Способ частичного обрушения кровли менее эффективен, чем полного обрушения, и потому его применяют в настоящее время редко, в основном лишь при породах II класса. При этом способе управления горным давлением обрушение непосредственной кровли производят между бутовыми полосами, возводимыми в выработанном пространстве параллельно простиранию пласта. Обрушаемая толща в этих условиях имеет меньшую высоту, чем при полном обрушении, и не обеспечивает полного подбучивания основной кровли.

Частичная закладка выработанного пространства является эффективным способом управления горным давлением в условиях резкого изменения мощности пласта, очень слабой почвы, весьма прочных или, наоборот, весьма слабых пород непосредственной кровли, т. е. преимущественно в условиях, когда процесс обрушения является труднорегулируемым. Это достигают путем возведения бутовых полос по простиранию пласта.

При разработке пластов мощностью до 1 м и тонких жил, в непосредственной кровле которых залегают породы, обладающие способностью прогибаться без видимых нарушений сплошности или с частичными местными растрескиваниями (IV класс по классификации ВУГИ), целесообразно управлять горным давлением способом плавного опускания (особенно если почва пласта склонна к пучению). Это один из наиболее простых и экономичных способов.

К числу самых дорогостоящих способов управления горным давлением относится в настоящее время полная закладка выработанного пространства. Поэтому данный способ применяют в тех случаях, когда другие способы не обеспечивают безопасности работ, технически неосуществимы или не отвечают дополнительным требованиям, предъявляемым к горным работам в рассматриваемых конкретных условиях. Такие требования могут возникнуть при послонной отработке пластов и рудных тел, при отработке мощных сближенных пластов или рудных тел в восходящем порядке, при необходимости сохранить вышележащие горные выработки или ответственные сооружения, расположенные на земной поверхности, и в других аналогичных случаях. Способ закладки выработанного пространства (с учетом степени усадки закладочного материала) выбирают в зависимости от конкретных условий и поставленных задач. Иногда бывает достаточным удержать породы непосредственной и основной кровли от обрушения, а иногда нельзя допустить даже прогиба пород выше определенного (нередко весьма малого) значения.

В условиях разработки маломощных угольных пластов крутого падения значительное распространение получил способ удержания призабойного пространства на

кострах. При этом способе управления горным давлением в условиях пластичных пород преобладают явления плавного опускания кровли, а в условиях прочных пород — процессы обрушения.

При разработке крутых пластов и рудных тел средней мощности основным способом управления горным давлением является полное обрушение с перепуском обрушенных пород с вышележащего горизонта на нижележащий.

Мощные крутопадающие пласты угля, склонного к самовозгоранию, целесообразно обрабатывать с закладкой выработанного пространства. При этом для исключения перепуска с верхних горизонтов сыпучих пород, глин, пород из участков потухших и действующих пожаров между горизонтами следует оставлять надежные целики или возводить специальные полосы из упрочненной закладки.

Глава 11. УСТОЙЧИВОСТЬ ЦЕЛИКОВ И ОБНАЖЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 59. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗМЕРОВ УСТОЙЧИВЫХ ЦЕЛИКОВ И ОБНАЖЕНИЙ ПОРОД В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Под устойчивым понимают такое состояние выработок, когда без дополнительных мероприятий обеспечивается безопасность работающих людей и нормально выполняется технологический цикл.

На основе общих представлений механики устойчивость какой-либо системы может быть охарактеризована условиями, обеспечивающими сохранение ее состояния в течение заданного времени. Применительно к горным выработкам устойчивость можно определить как способность сохранения, во-первых, формы и, во-вторых, размеров выработки, обеспечивающих ее эксплуатацию в течение необходимого периода.

Очевидно, в такой постановке вопроса устойчивое состояние выработок определяется соотношением действующих в массиве пород напряжений и деформационно-прочностных свойств пород. Вследствие этого для каждого сочетания горно-геологических условий существуют определенные размеры обнажений пород в выработках, при превышении которых выработка переходит в неустойчивое состояние и их эксплуатация становится небезопасной. В подобных случаях параметры элементов систем разработки либо выбирают таким образом, чтобы обнажения пород не превышали критических размеров для действу-

ющего в элементах уровня напряжений, либо упрочняют эти элементы, применяя различные виды крепы.

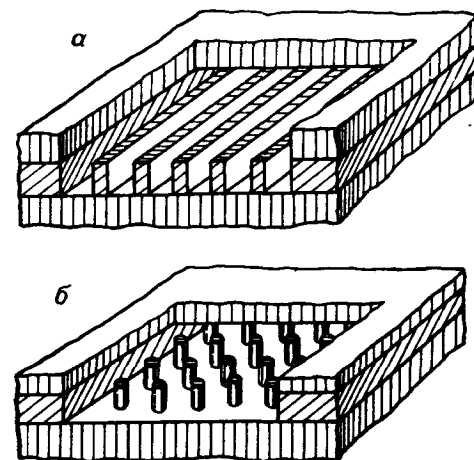
С целью регулирования размеров обнажений пород в выработанных пространствах часто оставляют целики, т. е. нетронутые участки рудного тела, пласта или вмещающих пород. При этом в зависимости от применяемой технологии целики или извлекают после отработки основной части полезного ископаемого на участке, горизонте, или же оставляют в недрах, что, естественно, приводит к увеличению потерь полезных ископаемых. Извлечение целиков, как правило, сопровождается трудностями в организации и обеспечении работ, а иногда требует применения специфических систем разработки.

Назначением целиков является предотвращение развития недопустимых деформаций в массиве окружающих пород и предотвращение увеличения размеров зон разрушения. В зависимости от того, для охраны каких объектов они предназначены и каковы сроки их существования, целики подразделяют на несколько видов. Целики, предназначенные для охраны сооружений поверхностного комплекса шахт и рудников от вредного влияния очистных работ, называют предохранительными, срок их службы составляет обычно несколько десятилетий и часто совпадает с общим сроком эксплуатации горнорудного предприятия.* Для охраны капитальных вскрывающих выработок (стволов, штолен, штреков или квершлаггов) оставляют соответствующие охранные целики (околоствольные, околоштольневые, над- или подштрековые и т. д.). Срок их службы также весьма длителен и, как и в первом случае, может достигать нескольких десятков лет. Для поддержания очистных пространств, для предохранения подготовительных выработок, а также для исключения влияния очистных работ на соседних участках оставляют временные целики. Это наиболее массовый вид целиков, срок их существования обычно составляет несколько лет, т. е. соизмерим с периодом эксплуатации отдельных участков, блоков или камер.

В случаях, если оставляют целики излишне больших размеров, это приводит к неоправданным потерям, если же размеры целиков недостаточны, то происходит их разрушение, которое влечет за собой перераспределение напряжений в окружающем массиве пород, часто в обширных областях. При этом разрушение целиков на одном участке может вызвать лавинообразное разрушение целиков на соседних участках. С этой точки зрения оставление недостаточных по размерам целиков может приводить к большим трудностям, нежели ведение работ без оставления целиков.

* О способах расчета и построения предохранительных целиков см. гл. 17.

Рис. 89. Схемы поддержания очистных пространств с помощью ленточных (а) и столбчатых (б) целиков.



Таким образом, определение предельно допустимых размеров обнажений пород в очистных выработках и расчет оптимальных параметров целиков являются весьма актуальными, крайне важными задачами механики горных пород.

Все многообразие пространственных схем расположения целиков, встречающихся при разработке пластовых и рудных месторождений, может быть сведено к следующим основным случаям:

- а) неограниченная периодическая последовательность одинаковых по своим размерам и формам междукammerных, околоштрековых и других целиков;
- б) неограниченная периодическая последовательность целиков различных размеров и формы;
- в) бессистемное расположение целиков различных размеров и конфигурации в плане.

При этом по конфигурации горизонтальных сечений различают целики *ленточные* и *столбчатые* (рис. 89).

Поскольку очистные выработки и целики образуют единую пространственную систему в массиве горных пород, их оптимальные параметры во всех случаях должны быть взаимосвязаны и взаимообусловлены. С параметрами очистных выработок и целиков непосредственно связаны размеры области массива пород, которые вовлекаются в процесс деформирования при ведении очистных работ. Поэтому для обоснованного определения оптимальных параметров систем разработки, в частности размеров очистных выработок и целиков, требуется анализировать напряженно-деформированное состояние системы *целик — очистная выработка — толща вмещающих пород*.

Обычно в каждом конкретном случае стремятся выявить наиболее слабое звено — лимитирующий элемент, устойчивое

состояние которого предопределяет состояние всех остальных звеньев, и исходя из параметров этого элемента устанавливают остальные параметры системы разработки [112]. Весьма часто подобными лимитирующими элементами являются целики или кровля камер, реже — вышележащая толща пород. Последнее характерно для условий применения комбинированных систем разработки рудных тел открытым и подземным способом, а также для условий добычи легкорастворимых полезных ископаемых (например, солей), и при ведении горных работ под водоемами, когда необходимо обеспечивать устойчивость пород во избежание провалов, прорывов воды и пр.

Хотя и реже, но встречаются также условия, когда лимитирующим элементом является почва выработок и устойчивость выработанных пространств определяется деформированием и разрушением пород, подстилающих рудные залежи или пласты угля. Так, известны случаи, когда в результате вдавливания целиков в глинистую почву происходили завалы выработок на больших площадях. Например, это имело место на одном гипсовом руднике, где добычу вели камерным способом на глубине 100 м. Размеры камер и целиков были примерно одинаковыми (по 10 м). Вынимаемая мощность пласта составляла 7 м. В кровле оставляли пачку гипса мощностью 3 м, в почве — 1,5 м. По мере увеличения площади обнажения происходило вдавливание целиков, которое сопровождалось одновременным пучением почвы и образованием трещин в пачке гипса, остающейся в почве камер в целях повышения их устойчивости. Вдавливание целиков происходило неравномерно как по площади, так и по времени, что приводило к весьма неравномерному сдвигению и прогибу кровли и появлению в ней трещин. В результате на руднике практически мгновенно в течение нескольких минут произошло обрушение пород на большой площади, и рудник был выведен из строя.

Большое влияние на характер деформирования отдельных элементов и всей системы целик — очистная выработка — толща вмещающих пород в целом оказывают соотношения деформационно-прочностных свойств пород, слагающих целики, кровлю и почву очистных выработок, а также вышележащую толщу. Весьма существенны также характер и свойства контактов целиков с кровлей и почвой выработок.

Для расчета оптимальных параметров очистных выработок и целиков необходимо:

а) установить характеристики нагрузок, действующих в массиве пород, вмещающем элементы системы разработки, размеры которых подлежат определению;

б) по значениям нагрузок вычислить параметры вызываемых ими напряжений и деформаций в потолочинах и целиках;

в) на основании вычисленных характеристик напряженно-

деформированного состояния и сравнения их с деформационно-прочностными параметрами пород, слагающих потолочины, кровлю и целики, оценить несущую способность и устойчивость этих элементов.

Первые два пункта указанной последовательности операций могут быть выполнены с привлечением различных методов (теоретических и экспериментальных), о которых речь шла выше. Они являются необходимыми при оценке несущей способности целиков и обнажений пород, но принципиальных отличий от методов определения напряженного состояния массива пород вокруг выработок не имеют. Третий пункт составляет сущность расчета оптимальных параметров целиков и обнажений пород в очистных выработках. Он в обязательном порядке включает проверку указанных элементов систем разработки на прочность и устойчивость.

§ 60. ПРЕДЕЛЬНЫЕ РАЗМЕРЫ ОБНАЖЕНИЙ ПОРОД В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

При разработке месторождений полезных ископаемых лимитирующим элементом часто является кровля выработок, поскольку именно здесь в первую очередь возможно образование областей растягивающих напряжений, к которым особенно чувствительны горные породы вследствие своих структурных особенностей и деформационно-прочностных свойств. Наряду с этим в кровле очистных выработок, особенно в областях, примыкающих к целикам, могут образовываться зоны действия высоких сжимающих напряжений. Это может иметь место, когда очистные выработки располагаются в однородных или близких по деформационно-прочностным характеристикам породах, и при этом целики полностью сохраняют сцепление с массивом пород по своим основаниям.

Таким образом, задача об определении параметров устойчивых очистных выработок может быть сведена к нахождению размеров предельных обнажений пород в кровле выработок.

В основе определения предельных размеров обнажений пород лежат предрасчеты напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных выработок и сравнение их с соответствующими критериями. В качестве таких критериев, как указывалось в гл. 7, могут быть приняты либо деформации и напряжения, либо размеры областей или зон, где проявляются, концентрируются опасные деформации и напряжения. Оба вида критериев используют, например, в упомянутых выше методах оценки устойчивости кровли очистных выработок, разработанных В. Д. Слесаревым. Однако В. Д. Слесарев учитывал главным образом один из возможных видов разрушения — отрыв.

На практике образование зоны растягивающих напряжений, а следовательно, и области возможного разрушения кровли в результате отрыва пород предотвращают, оформляя кровлю очистных камер в виде свода. Параметры свода для камер с соотношением высоты к пролету l до $1/10$ приближенно можно устанавливать из условия

$$\frac{b}{l} = \frac{1}{4} \div \frac{1}{5}, \quad (184)$$

где b — стрела подъема свода; l — пролет очистной выработки.

Для учета второго вида разрушения — сдвига, особенно характерного для массивов пород блочной структуры, следует использовать условия (174), которые применяют при расчете параметров зон нарушенных пород вокруг капитальных и подготовительных выработок (см. гл. 9). Применимость этих условий к очистным выработкам подтверждается натурными наблюдениями за состоянием приконтурной области массива пород вокруг очистных выработок.

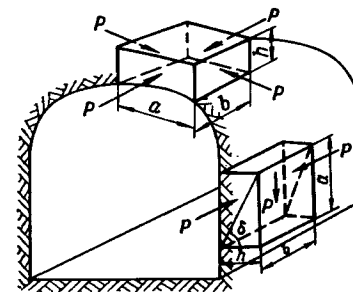
Инструментальными измерениями установлено, что вокруг очистных выработок, как и вокруг подготовительных, образуется зона нарушенных пород, в пределах которой наблюдаются раскрытые трещины и частично нарушается связь между структурными блоками. В результате создается реальная опасность вывалов пород. Для скальных массивов предельный безопасный размер зоны нарушенных пород от контура очистной выработки в глубь массива составляет 0,4 м [59].

Расчитывая размеры зоны нарушенных пород по формулам (174) и сравнивая расчетные значения с предельными безопасными, оценивают устойчивость очистных выработок. Если расчетные значения превышают критические, следует предусматривать специальные мероприятия по повышению устойчивости выработок — возведение крепи, уменьшение площади обнажения пород путем оставления целиков или изменения размеров и конфигурации очистных камер.

Глубиной распространения зоны нарушенных пород от контура выработок в сторону массива определяются также размеры возможных вывалов из кровли, в частности их высота (рис. 90).

Для условий очистных выработок проводить оценку устойчивости только по параметрам зоны нарушенных пород недостаточно, поскольку вследствие больших площадей обнажения пород в них возможны вывалы и обрушения блоков плитообразной формы. В этих случаях при незначительной высоте вывалов поперечные размеры их в плане могут быть очень велики. Подобные обрушения весьма опасны, так как помимо непосредственной угрозы людям они могут вызывать разрушительные воздушные волны и создавать опасные напряжения

Рис. 90. Схема действия сил на структурный блок в кровле и стенке выработки после реализации скола по поверхностям структурных неоднородностей — граням выделенных структурных блоков.



в массиве от удара обрушившихся масс. Вследствие этого при определении размеров предельных обнажений в очистных выработках необходимо задаваться не только критическим размером зоны нарушенных пород, но и максимально допустимыми размерами (в плане) отдельных вывалов и обрушений.

Линейные размеры вывалов (в плане) находятся в определенной взаимосвязи между собой и, кроме того, определяются соотношениями объемного веса пород, напряжениями распора структурных блоков и коэффициентом трения по контактам структурных неоднородностей, ограничивающих эти структурные блоки [59].

Соотношения размеров возможных вывалов в очистных выработках и указанных параметров, характеризующих структуру и состояние массива, в первом приближении могут быть выражены следующим условием образования вывалов:

$$\frac{\gamma}{2f_0P} \geq \frac{1}{a} + \frac{1}{b}, \quad (185)$$

где a и b — поперечные размеры возможных вывалов или обрушений (в плане); P — распор структурных блоков; f_0 — коэффициент трения по поверхностям структурных неоднородностей.

Это неравенство в системе координат (a , b) представляет собой гиперболическую кривую, разграничивающую области устойчивых и неустойчивых обнажений.

Из параметров, входящих в зависимость (185), наиболее трудно определяются коэффициенты трения по поверхности структурных неоднородностей и напряжения распора структурных блоков в пределах зоны нарушенных пород.

Экспериментальные данные о коэффициентах трения по поверхностям структурных неоднородностей практически отсутствуют. Имеющиеся единичные результаты определения коэффициентов трения для некоторых разновидностей руд и пород приведены в табл. 10 [13]. Из таблицы видно, что значения коэффициента трения движения для указанных пород колеблются в пределах 0,15—0,33, а коэффициента трения покоя — в преде-

Таблица 10
Коэффициенты трения некоторых горных пород и руд

Тип породы (руды)	Коэффициенты трения	
	движения	покоя
Пятнистая апатитовая руда	0,33	0,46
Рискоррит	0,15	0,33
Сфеновый ийолит	0,26	0,38
Ийолит-уртит	0,25	0,47
Моичикит	0,19	0,38
Луяврит	0,25	0,53

лах 0,33—0,47. Очевидно, для расчетов целесообразнее использовать коэффициенты трения движения, с тем чтобы возможная погрешность шла в запас прочности.

Распор структурных блоков P пока не представляется возможным надежно измерять в натуральных условиях. Однако можно предположить, что верхний его предел можно установить исходя из горизонтальных напряжений в кровле очистных выработок, если бы зона нарушенных пород отсутствовала. При таком предположении распор структурных блоков можно приближенно оценивать по результатам аналитических определений напряженно-деформированного состояния массива вокруг очистных выработок. Распор структурных блоков может также устанавливаться и методом обратных расчетов, если в условиях (185) известны (например, из натуральных наблюдений за устойчивостью выработок) размеры отдельных вывалов.

Вполне очевидно, что при увеличении распора P структурных блоков или коэффициентов трения f_0 по поверхности структурных неоднородностей размеры устойчивых обнажений возрастают.

На рис. 91 приведена диаграмма устойчивых обнажений кровли очистных выработок в зависимости от напряжений бокового распора структурных блоков P и коэффициента трения f_0 по поверхностям структурных неоднородностей. Значение объемного веса γ ввиду его сравнительно малой изменчивости принято постоянным ($\gamma=3,0$ тс/м³). Из диаграммы следует, например, что если произведение $Pf_0=1$, то предельные размеры устойчивых обнажений $a \times b$ составляют всего лишь 2×1 м (точка А); $3 \times 0,8$ м (точка В) и т. п. Если произведение $Pf_0=10$, то предельные размеры устойчивых обнажений возрастают до $13,5 \times 13,5$ м (точка В); 20×10 м (точка Г) и т. п.

Во многих случаях непосредственную опасность могут представлять вывалы пород и из стенок выработок, особенно для условий большепролетных подземных сооружений типа машинных залов гидроэлектростанций, туннелей и т. д. При этом в от-

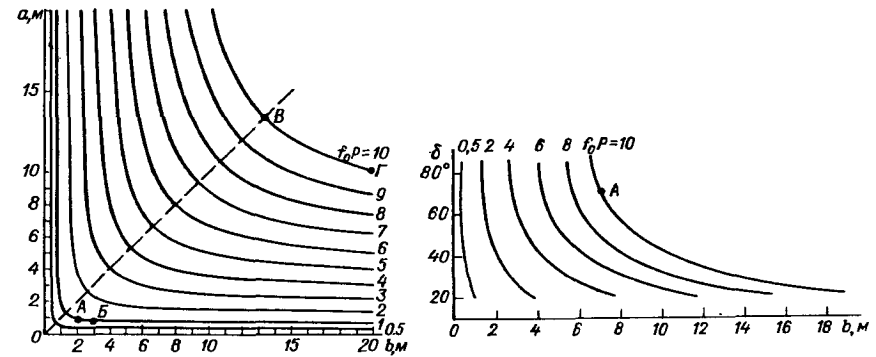


Рис. 91. Области устойчивых обнажений кровли выработок при различных значениях удельной силы трения.

Рис. 92. Диаграмма для определения размеров возможных вывалов b из стенок большепролетных выработок при различных значениях углов наклона плоскостей скольжения δ и силы трения.

личие от кровли размеры вывалов из стенок выработок определяются лишь одним параметром — размером вывала вдоль выработки, но при этом в предположении наличия горизонтальных естественных трещин, по которым возможен отрыв выпадающего блока.

Аналитически это выражается [59] формулой

$$\frac{\gamma \sin \delta}{2f_0 P} > 1/b. \quad (186)$$

На рис. 92 представлена диаграмма для определения размеров возможных вывалов из стенок большепролетных выработок при различных значениях углов наклона плоскостей структурных неоднородностей δ , в частном случае углов падения естественных трещин, по которым происходит скольжение вывала.

Графическое представление предельных размеров устойчивых обнажений пород в выработках в виде некоторого семейства кривых было впервые предложено проф. Г. А. Крупенниковым в 1952 г. при изучении устойчивости выработок в условиях Подмосквовного бассейна [65]. При этом устойчивость выработок Г. А. Крупенников оценивал по смещениям кровли и к устойчивым относил обнажения, при которых не происходило обрушений пород в течение определенного, заданного условиями технологии выемки угля, периода времени.

Аналогичным образом можно приближенно устанавливать параметры устойчивых обнажений по результатам визуального обследования. На рис. 93 в качестве примера приведена диаграмма устойчивых обнажений, построенная по данным визуальных обследований выработок на одном из медно-никелевых месторождений Кольского полуострова. При этом все обнажения

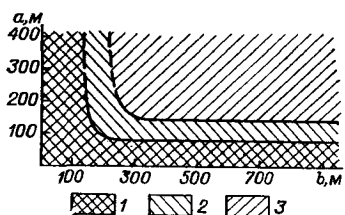


Рис. 93. Диаграмма устойчивости обнажений пород по результатам визуальных обследований (рудник Ниттис-Кумужья, Кольский полуостров).

Область: 1 — устойчивых обнажений, 2 — слабых проявлений горного давления, 3 — интенсивных проявлений горного давления. На осях координат указаны размеры выработанного пространства по падению a и по простиранию b .

пород на месторождении с некоторой условностью относили к одному из следующих трех случаев: 1) видимые нарушения пород отсутствовали и обнажение считали устойчивым; 2) горное давление проявлялось слабо, это выражалось в раскрытии отдельных небольших трещин в боковых породах, в образовании небольших заколов на локальных участках выработок, в изгибании или поломке отдельных элементов крепи в очистных блоках; 3) горное давление проявлялось весьма интенсивно, происходили ярко выраженные заколы по обеим стенкам штреков, изгиб и поломка крепи в блоках, обрушение и завал штреков. Подобные диаграммы используют для определения рациональной последовательности ведения очистных работ и оптимальных очистных выработок.

Кроме рассмотренных известны способы расчета устойчивых обнажений кровли очистных выработок на основе определения разрушающих нагрузок.

При рассмотрении кровли камер как балок можно предрасчитывать также не только разрушающие нагрузки, но и разрушающие моменты. Например, для потолчины, рассматриваемой как балка высотой h и шириной b , разрушающей с образованием трех пластических шарниров, разрушающий момент M может быть вычислен по формуле [66]

$$M = 0,5 \left([\sigma_{сж}] h + \frac{P}{b} \right) \frac{P + [\sigma_p] bh}{[\sigma_{сж}] + [\sigma_p]} - P \frac{h}{2}, \quad (187)$$

где $[\sigma_{сж}]$, $[\sigma_p]$ — пределы прочности пород соответственно на одноосное сжатие и растяжение; P — боковой распор.

Естественно, что выполняя расчеты устойчивости кровли камер по разрушающим нагрузкам, следует вводить в расчетные размеры необходимый коэффициент запаса, обеспечивающий надежность использования расчетных параметров. Однако в настоящее время отсутствуют обоснованные рекомендации по выбору оптимального коэффициента запаса, обеспечивающего как безопасность ведения горных работ, так и экономичность инженерных решений. На практике коэффициент запаса принимают обычно равным 2—3, а для особо ответственных случаев и больше.

Помимо рассмотренных основных факторов, определяющих устойчивость пород в выработках, предельные размеры обнажений зависят и от ряда других факторов, учет которых может представлять иногда существенные трудности. К этим факторам относятся, например, снижение деформационно-прочностных

характеристик пород с течением времени, влияние взрывных работ и др. Поэтому в практике широко используют частные классификации пород по устойчивости, составленные путем обобщения практического опыта применительно к тем или иным конкретным месторождениям. Основой этих классификаций обычно служат качественные признаки: петрографический состав, структурные и текстурные особенности пород, глубина заложения выработок, гидрогеологические условия и др.

Так, чл.-кор. АН СССР М. И. Агошков подразделяет горные породы по их устойчивости на 5 групп [4].

1. Породы весьма неустойчивые, не допускающие даже незначительных обнажений в кровле и боках выработки без крепления, т. е. требующие, как правило, применения опережающей крепи.

2. Породы неустойчивые, допускающие небольшие обнажения кровли и боков, т. е. требующие прочного поддержания непосредственно вслед за выемкой.

3. Породы средней устойчивости, допускающие обнажения на относительно большой площади, т. е. не требующие поддержания их сразу вслед за выемкой.

4. Породы устойчивые, допускающие значительные обнажения и требующие поддержания только в отдельных местах или через некоторые интервалы.

5. Породы весьма устойчивые, допускающие весьма большие обнажения без крепления.

При этом М. И. Агошков указывает, что сразу после обнажения породы часто не проявляют признаков неустойчивости, но через некоторое время под действием воды и воздуха становятся непрочными и теряют устойчивость.

Классификацию пород кровли по устойчивости с учетом времени существования обнажений приводит А. А. Борисов [143]. В этой классификации породы разделены на неустойчивые, слабоустойчивые, среднеустойчивые, устойчивые и весьма устойчивые. К неустойчивым отнесены породы, которые без крепления не дают устойчивых обнажений, т. е. обрушаются вслед за подвиганием забоя. Слабоустойчивые породы сохраняют устойчивость в призабойной полосе шириной до 1 м в течение 2—3 ч. Среднеустойчивые породы обеспечивают устойчивость обнажений в призабойной полосе шириной до 2 м в течение 1 сут, устойчивые — в течение 2 сут. Весьма устойчивые породы обладают длительной устойчивостью в призабойной полосе шириной 5—6 м.

На эксплуатируемых месторождениях со стабильными горно-геологическими и горнотехническими условиями отнесение пород к той или иной группе (классу) рассмотренных классификаций больших трудностей обычно не представляет.

В практике горного дела встречается самое различное сочетание горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на устойчивость пролетов и обнажений, что затрудняет использование рассмотренных общих классификаций. Поэтому в ряде случаев целесообразно пользоваться отдельными классификациями, составленными для определенных условий применительно к конкретным задачам.

В этом отношении представляет интерес классификация проф. Ф. П. Бублика [26], составленная для оценки устойчивости кровли в узких выработках пологих пластов Кузбасса, пройденных с помощью комбайнов (табл. 11). Пользуясь этой классификацией и зная строение и характеристику пород, можно устанавливать с определенной степенью приближения размеры устойчивого пролета выработки и допустимого отставания крепи от забоя при ее проходке.

Таблица 11

Классификация пород кровли пологих пластов Кузбасса по степени устойчивости

Группа кровли по устойчивости	Характеристика и строение пород	Устойчивый пролет выработки на глубине до 200 м, м	Допустимое отставание крепи от забоя одиночной выработки в течение 3—5 ч, м
А. Устойчивая	Однородные или со слабыми признаками слоистости плотные песчаники и алевролиты	5 и более	50 и более
Б. Выше средней устойчивости	Плотные трещиноватые песчаники и алевролиты	3—5	25—50
В. Средней устойчивости	Плотные, слоистые и трещиноватые песчаники и алевролиты. Непосредственно над пластом залегает слабая порода мощностью до 0,7 м. Подкровельная пачка угля обладает хорошей устойчивостью	3—5	10—25
Г. Ниже средней устойчивости	Плотные, нетрещиноватые аргиллиты. Непосредственно над пластом залегает слабая порода мощностью от 0,7 до 1,5 м, выше которой располагаются трещиноватые песчаники или алевролиты. Породы группы В при неустойчивой подкровельной пачке угля	3—5	5—10
Д. Неустойчивая	Аргиллиты и другие слабые глинистые породы значительной мощности	До 3	До 5

§ 61. НЕСУЩАЯ СПОСОБНОСТЬ ЦЕЛИКОВ В УСЛОВИЯХ УПРУГОГО ДЕФОРМИРОВАНИЯ И ХРУПКОГО РАЗРУШЕНИЯ

Если целики сложены достаточно прочными упругими породами и деформируются вплоть до разрушения с проявлением лишь упругих деформаций, но при этом имеют неполное сцепление по своим основаниям с массивом пород в почве и кровле выработок вследствие слабых контактов между рудной залежью или угольным пластом и вмещающими породами, то их следует рассматривать как лимитирующий (слабейший) элемент. В таких случаях нахождение оптимальных параметров системы разработки необходимо начинать с определения несущей способности целиков, производя расчет на прочность по разрушающим нагрузкам.

Этот обусловлено стремлением максимально отразить реальный механизм работы целиков, когда их несущая способность сохраняется, несмотря на развитие в отдельных точках недопустимых деформаций и разрушений. При таких расчетах приходится вводить некоторые предположения о характеристике действующих и допустимых нагрузок и о распределении напряжений в целиках.

Одним из таких предположений является предположение о восприятии целиками веса всей толщи налегающих пород в пределах площади выработанного пространства:

$$P = SH \gamma_{\text{ср}} = S \sum_{i=1}^n \gamma_i h_i, \quad (188)$$

где γ_i — объемные веса слоев пород над целиками; h_i — мощности слоев пород; S — площадь выработанного пространства; H — глубина разработки от земной поверхности.

Это предположение положено в основу метода расчета целиков, предложенного акад. Л. Д. Шевяковым [162]. По этому методу размеры целиков определяют фактически по теории прочности О. Мора в предположении, что целики работают в условиях одноосного сжатия, а вертикальные напряжения сжатия по любому горизонтальному сечению целиков распределены равномерно. При этом фактическую неравномерность распределения вертикальных напряжений в целиках учитывают введением коэффициента запаса прочности.

Условие расчета размеров прочных целиков в этом случае имеет вид

$$SH \gamma_{\text{ср}} + sh_0 \gamma \leq s [\sigma_{\text{сж}}] / n, \quad (189)$$

где h_0 — высота целика; γ — объемный вес пород в целике; $\gamma_{\text{ср}}$ — средний объемный вес пород, залегающих под целиком; s — площадь горизонтального сечения целика; S — площадь выработанного пространства; n — коэффициент запаса прочности.

В предельном случае

$$\frac{S}{s} = \frac{[\sigma_{\text{сж}}]}{nH\gamma_{\text{ср}}} - \frac{h_0\gamma}{H\gamma_{\text{ср}}}. \quad (190)$$

Отношение S/s определяется конфигурацией горизонтальных сечений целиков и окружающих их горных выработок.

Для ленточных целиков (рис. 94, а)

$$\frac{S}{s} = \frac{A+x}{x}, \quad (191)$$

где A — ширина камеры; x — рассчитываемая ширина целика.

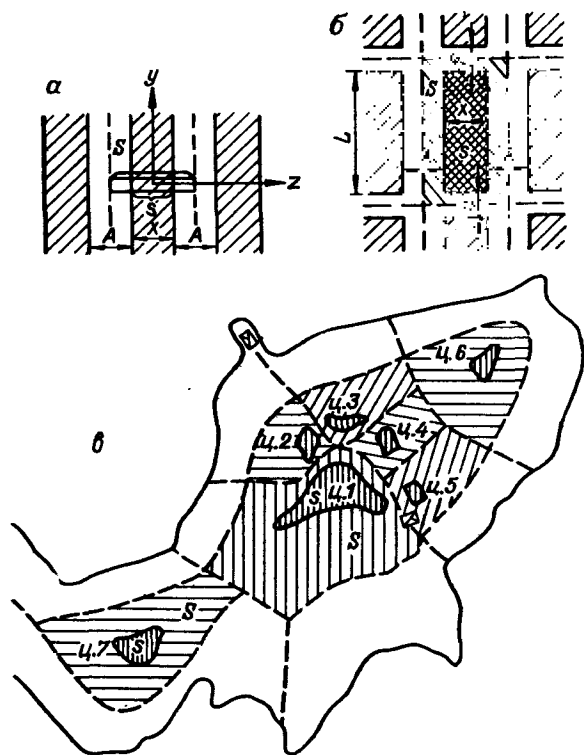


Рис. 94. Схемы к определению методом Л. Д. Шевякова размеров прочных ленточных (а), столбчатых (б) и сложной конфигурации (в) целиков.

Из выражений (190) и (191) следует

$$x = \frac{A}{\frac{[\sigma_{сж}]}{nH\gamma_{ср}} - \frac{h_0\gamma}{H\gamma_{ср}} - 1} \quad (192)$$

Для столбчатых целиков, окруженных выработанным пространством в виде камер с поперечными размерами $A \times B$ (рис. 94, б), ширину целика при заданной его длине L определяют из выражения

$$x = \frac{A + AB/L}{\frac{[\sigma_{сж}]}{nH\gamma_{ср}} - \frac{h_0\gamma}{H\gamma_{ср}} - \frac{B}{L} - 1} \quad (193)$$

В практике горных работ, особенно на рудных месторождениях, часто встречаются случаи, когда выработанное пространство имеет сложную конфигурацию в плане, а целики распола-

гаются в выработанном пространстве нерегулярно. В этих случаях область массива вышележащих пород, приходящуюся на проектный целик, определяют граничной линией, равноотстоящей от существующих и проектируемого целиков (рис. 94, в).

В основе метода Л. Д. Шевякова лежит предположение о равномерном распределении вертикальных напряжений по сечению целика, справедливое лишь для относительно высоких целиков при отношении высоты к ширине более 3—3,5. Поэтому данный метод обеспечивает достаточную точность определения параметров целиков только для месторождений со сравнительно большой выемочной мощностью.

При небольшой высоте целиков метод Л. Д. Шевякова приводит к завышению необходимых размеров целиков, так как при этом не учитывают образование в центральной части целика некоторой области пород, находящейся в условиях всестороннего сжатия и вследствие этого способной воспринимать весьма высокие нагрузки.

В отличие от метода Л. Д. Шевякова чл.-кор. АН СССР В. В. Соколовский использует для расчета целиков теорию предельного равновесия [135], рассматривая отдельно случаи соотношения размеров их поперечных сечений $b < h$ и $b > h$ (рис. 95). Идея метода В. В. Соколовского заключается в том, что сначала определяют нагрузку на среднее сечение целика, при которой последний переходит в состояние предельного равновесия, а затем, сравнивая полученное значение с весом столба пород над целиком, т. е. с максимально возможной нагрузкой, получают коэффициент запаса прочности. По значению последнего судят о соответствии выбранных размеров целиков условиям их работы.

В случае высоких целиков ($b \ll h$) решение задачи получают в замкнутой форме в виде зависимости

$$P_{AD} = 4b[\tau_0] \left(\operatorname{arctg} \frac{b}{h} + \frac{h}{b} \sin^2 \mu_0 \right) - 2bD, \quad (194)$$

где $D = [\tau_0] \operatorname{ctg} \varphi$; $[\tau_0]$ — сцепление пород в целике; φ — угол внутреннего трения.

Расчетный параметр μ_0 определяют из уравнения

$$[\tau_0] = (2\mu_0 - \sin^2 \mu_0) D. \quad (195)$$

При $b > h$ результат может быть получен только путем численного интегрирования на участке сечения CD (рис. 95, б). При этом получают сетку характеристик линий скольжения при заданных прочностных параметрах пород.

В несколько иной постановке предлагает определять параметры целиков проф. К. В. Рупнейт [126]. По упругим статическим напряжениям в целиках, определяемым из решения соответствующих задач теории упругости, а также исходя из пас-

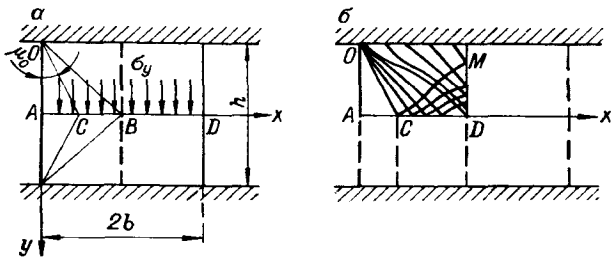


Рис. 95. Схема к расчету целиков по методу В. В. Соколовского.
 а — схема расчета напряжений в целике; б — определение зон предельного состояния.

порта прочности пород, слагающих целики, находят значение разрушающей нагрузки. Фактически действующую нагрузку или давление на целик К. В. Руппенейт рекомендует определять по методу Л. Д. Шевякова.

Далее, так же как и в методе В. В. Соколовского, сравнивая действующие и разрушающие нагрузки, определяют коэффициент запаса прочности.

В некоторых случаях для определения нагрузок на целики успешно применяют принципы строительной механики, в соответствии с которыми давление на целики определяют как реакции опор из решения статически неопределимых систем при использовании условия совместности перемещений кровли, почвы и собственных деформаций целика [126].

Однако при этом следует учесть, что наиболее простое предположение Л. Д. Шевякова о действующей нагрузке, равной полному весу вышележащих пород, в массивах, сложенных равнопрочными породами, обеспечивает вместе с тем и определение максимально возможной нагрузки на целики. Все же другие методы уточняют значение нагрузки на целики, причем наиболее существенное уточнение в сторону снижения этих значений наблюдается для относительно широких целиков (при ширине равной или большей высоты) и при числе последовательных камер, разделенных целиками, менее четырех [126].

Для расчета размеров целиков в условиях негоризонтального залегания рудных залежей необходимо учитывать не только вертикальное давление вышележащих пород на целик, но и нормальное давление пород висящего бока. В зависимости от того, какое давление преобладает, расчет параметров устойчивых целиков производят исходя из вертикальных или горизонтальных нагрузок.

Во всех рассмотренных методах расчетов целиков по допускаемой нагрузке необходимо задавать значение коэффициента запаса прочности. Для целиков его обычно принимают в пределах от 2 до 7, а в отдельных случаях и более в зависимости

от строения и структуры пород в целике, степени изученности их свойств, условий работы целиков и др. Это вносит значительную неопределенность в методику выбора параметров целиков, свидетельствует о недостаточной изученности процессов нарушения их устойчивости и заставляет в ряде случаев завышать их геометрические размеры. Подобный путь определения несущей способности целиков не учитывает возможности появления пластических деформаций и разрушений в отдельных точках и локальных (например, краевых) областях целиков, поскольку в конечном итоге расчет ведут по средним значениям напряжений. Введение же коэффициентов запаса прочности в расчеты, как правило, снижает значение допустимых напряжений.

§ 62. НЕСУЩАЯ СПОСОБНОСТЬ ЦЕЛИКОВ ПРИ ИХ СКЛОННОСТИ К НЕУПРУГОМУ ДЕФОРМИРОВАНИЮ

В случаях, когда породы, в которых проводят очистные выработки и оставляют целики, проявляют пластические и вязкие свойства, расчеты на прочность кровли выработанного пространства и целиков необходимо дополнять оценкой деформируемости и жесткости системы целик — очистная выработка — вышележащая толща. При этом необходимо, чтобы деформации всех звеньев упомянутой системы не только не превышали определенных критических значений, но и соответствовали бы друг другу. Последнее условие достигается при равенстве скоростей деформирования отдельных элементов. При анализе деформируемости системы местной сминаемостью почвы и кровли залежи над и под целиками по сравнению с продольной деформацией (сжатием) целиков обычно пренебрегают и полагают для упрощения, что продольная деформация системы кровля — целик — почва под действием веса вышележащей толщи пород определяется исключительно деформацией целика.

Однако, как известно, сжатие целиков в продольном направлении вызывает их расширение в поперечном. Поперечная деформация целиков связана с продольной соотношением

$$\epsilon_{\text{прод}} = k \epsilon_{\text{поп}}, \quad (196)$$

где k — коэффициент поперечного расширения.

Коэффициент поперечного расширения целиков может принимать различные значения в зависимости от свойств пород, слагающих целики, и даже превосходить единицу при возникновении в целике областей разрушения, продольных трещин и др.

Возрастание поперечной деформации целиков во времени, а также увеличение продольной деформации системы кровля —

целик — почва и, как следствие этого, нарушение вышележащей толщи пород протекают одновременно, причем трудно предсказать, какой из процессов в большей степени определяет устойчивость всей системы в целом. В соответствии с этим применяют и различные методы расчета целиков, учитывающие развитие того или иного вида деформаций во времени.

Наибольшее применение для предрасчета предельных деформаций целиков находит теория ползучести горных пород [106]. Порядок вычислений при этом аналогичен расчету деформаций ползучести вокруг выработок. За основу принимают выражения перемещений, определенные из рассмотрения упругого деформирования пород, в которых в соответствии с принципом Вольтерра — Работнова упругие постоянные E и ν заменяют соответствующими временными операторами \bar{E} и $\bar{\nu}$. Конкретный вид операторов зависит от функции ядра ползучести, принятой для рассматриваемых пород.

С точки зрения последующего учета ползучести пород наиболее удобны способы расчета параметров целиков, позволяющие представить упругие деформации или перемещения целиков в замкнутых выражениях, например, способы расчета, основанные на применении методов строительной механики.

В частности, если функцию ползучести принимают в виде [106]

$$L(t, \tau) = \delta(t - \tau)^{-\alpha_n}, \quad (197)$$

то укорочение целиков можно рассчитать по формулам из работы [3]:

а) для случая ленточных целиков

$$v_{i(x_i)} = \left\{ \frac{5 - 4\nu}{4E} - \frac{(1 - 2\nu)^2}{4E} \exp[-\omega \delta \Gamma(1 - \alpha_n) t^{1 - \alpha_n}] + \frac{3\delta t^{1 - \alpha_n}}{4E(1 - \alpha_n)} \right\} h_i X_i - \left(\frac{1 - \nu}{E} + \frac{3\delta t^{1 - \alpha_n}}{2E(1 - \alpha_n)} \right) h_i \gamma H; \quad (198)$$

б) для случая столбчатых целиков

$$v_{i(x_i)} = \frac{h_i x_i}{2E} \left[1 + \frac{\delta t^{1 - \alpha_n}}{1 - \alpha_n} \right] + \frac{h_i \gamma H}{2E} (2\nu - 1), \quad (199)$$

где x_i — нагрузка на i -й целик; $v_{i(x_i)}$ — укорочение i -го целика под действием нагрузки x_i ; α_n и δ — параметры ползучести; E , ν — модуль упругости и коэффициент поперечных деформаций пород; t — время; H — глубина разработки; h_i — высота i -го целика; Γ — гамма-функция (приводится в виде таблиц в справочниках); $\omega = (1 - \alpha_n)^{1 - \alpha_n}$.

Как показывают расчеты по формулам (198) и (199), в результате проявления реологических свойств пород существенно

изменяются во времени нагрузки, воспринимаемые отдельными целиками. При этом некоторые из целиков будут «уходить» из-под нагрузки, давление на них будет уменьшаться, в то время как другие целики, воспринимая все увеличивающееся давление, могут оказаться перегруженными. Соотношение жесткостей пород почвы, кровли и самих целиков влияет на перераспределение нагрузок и напряжений в системе целик — порода. Целики, обладающие большей жесткостью по сравнению с породами кровли и почвы или по отношению к другим целикам, будут воспринимать и большие нагрузки.

В свою очередь на жесткость пород, слагающих целики, оказывают влияние изменчивость механических свойств пород на отдельных участках месторождений, а также их структурные характеристики, особенно естественная трещиноватость. Это подтверждают наблюдения за деформациями целиков и земной поверхности в условиях, например, Джезказганского месторождения [22], медно-никелевого месторождения Котсельвара [3] и др.

Наряду с описанным методом применяют также методы расчета целиков, основанные на натуральных наблюдениях за деформированием и устойчивостью целиков и выработок. Так, исследуя деформируемость соляных пород во времени, акад. АН ГДР К.-Г. Хефер экспериментально установил [173] зависимость между скоростью поперечного расширения ленточных целиков с отношением $A/a = 1 \div 1,25$ (A — ширина камеры; a — ширина целика) и расчетным давлением на них для условий бассейна Южный Гарц (рис. 96, а). По результатам натуральных наблюдений можно предрасчитать время достижения целиками предельной поперечной деформации, значение которой в зависимости от условий принимают равной $(0,01 - 0,03)a$. Для упрощения расчетов К.-Г. Хефер разработал номограмму (рис. 96, б).

Подобно тому, как и в методе К.-Г. Хефера, но только по скоростям продольных деформаций, предложил рассчитывать устойчивые параметры целиков И. А. Карманов [58, 112]. При этом зависимость скорости сжатия целиков от различных факторов, в том числе от действующей нагрузки, прочности пород и формы целика, а также расстояния от границ отработки определяют из натуральных наблюдений за сближением кровли и почвы камер. Предельную скорость деформирования целиков устанавливают из условий устойчивости (раскрытия трещин) вышележащей толщи пород.

Все же следует констатировать, что вследствие ряда трудностей, в том числе из-за отсутствия теоретического описания связи между тензором напряжений и тензором деформаций для многих пород, проявляющих реологические свойства, методы расчета целиков в условиях неупругого деформирования, разработанные на сегодня, не являются в строгом смысле теоре-

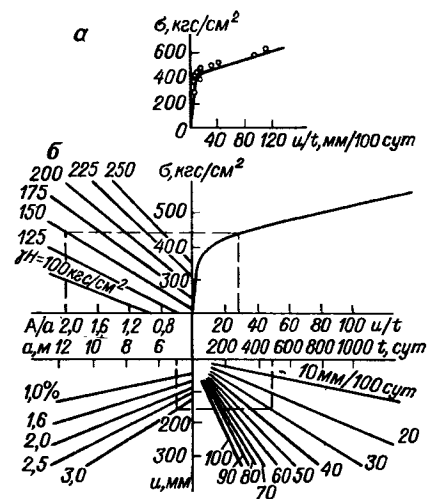


Рис. 96. Зависимость скорости деформирования целиков от действующих напряжений в условиях соляных месторождений Южного Гарца (а) и номограмма для расчета устойчивых размеров целиков (б).

тическими, а базируются на результатах обобщения лабораторных и натуральных экспериментов с выводом эмпирических и полумпирических соотношений.

§ 63. УЧЕТ ДИНАМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК И ЦЕЛИКОВ

Большое количество одновременно взрываемых взрывчатых веществ (ВВ) (в ряде случаев до нескольких сотен тонн) при ведении горных работ системами с массовым обрушением приводит к необходимости учитывать динамические воздействия взрывов на устойчивость выработок и целиков, не ограничиваясь в таких случаях расчетами влияния только статических нагрузок.

Как отмечалось выше, в породах после взрыва имеет место волновое движение среды, характеризующееся изменяющимися во времени и в пространстве напряжениями и деформациями, скоростями перемещения частиц породного массива, скоростями распространения деформаций.

Известно, что каждая точка среды, испытывающая воздействие взрыва, по мере прохождения волны напряжений последовательно будет оказываться в различных напряженных состояниях. При этом в зависимости от удаления точки от центра заряда, мощности взрыва, а также деформационно-прочностных характеристик массива пород наблюдаемые напряжения, перемещения, деформации и другие параметры могут иметь различ-

ные значения и зачастую превосходить пределы прочности пород. Вследствие этого в окружающем массиве будут развиваться области разрушения.

На весьма близких расстояниях от центра заряда горные породы разрушаются под воздействием высоких давлений, которым сопутствуют скорости смещения частиц, исчисляемые сотнями и тысячами метров в секунду, а также температуры до нескольких тысяч градусов. Эту зону называют зоной раздавливания или сжатия.

Далее от заряда располагается зона горных пород, где разрушение происходит с образованием трещин кольцевого и радиального направлений. Она называется зоной трещинообразования или разрыхления. Ее размеры, так же как и зоны сжатия, принято оценивать по отношению к радиусу заряда R_0 . Абсолютные значения радиальной протяженности зоны разрыхления обычно не превышают нескольких метров.

Зоны сжатия и трещинообразования образуют так называемую ближнюю зону действия взрыва.

Непосредственно за ближней в массиве выделяют среднюю зону, где максимальные напряжения уже недостаточны для разрушения (раздавливания) пород, однако возможно появление упруго-пластических, в том числе и сдвиговых деформаций, перемещений отдельных блоков, раскрытие трещин и развитие разрушений по поверхностям других структурных неоднородностей. Обычно протяженность средней зоны составляет около $100 R_0$, т. е. достигает одного-двух десятков метров.

Затем простирается дальняя зона или зона сотрясения, в которой проявляются главным образом упругие деформации.

Перечисленные зоны постепенно сменяют друг друга, и их выделение носит в некоторой степени условный характер.

В гл. 7 было показано, что при любом воздействии нагрузки на деформирующийся элемент в последнем возникают два вида деформаций: один из них характеризует изменение объема элемента (деформации сжатия — растяжения), другой — изменение его формы (деформации сдвига). При однократном импульсном воздействии в среде одновременно возникают оба вида указанных деформаций, однако их дальнейшее распространение в массиве происходит с различными скоростями. В результате этого в отличие от статического нагружения, когда тензор деформаций в каждой точке в любой момент времени содержит все девять компонентов, в условиях динамического воздействия нормальные и сдвиговые компоненты разделены во времени, а следовательно, и в пространстве.

Если волны деформаций или напряжений достигают границы каких-либо сред, то в общем случае возникают две отраженные — продольная и поперечная — и две подобные же преломленные волны.

Особое значение для практики имеет случай нормального падения на границу раздела плоской продольной волны, при котором возникают лишь продольные отраженные и преломленные волны, амплитуды которых зависят от акустической жесткости сред:

$$\left. \begin{aligned} A_2 &= A_1 \frac{\rho_2 v_{P_2} - \rho_1 v_{P_1}}{\rho_2 v_{P_2} + \rho_1 v_{P_1}}; \\ A_4 &= A_1 \frac{2\rho_1 v_{P_1}}{\rho_2 v_{P_2} + \rho_1 v_{P_1}}, \end{aligned} \right\} \quad (200)$$

где A_1 — амплитуда падающей плоской продольной волны; A_2 , A_4 — амплитуда соответственно отраженной и преломленной продольных волн; ρ_1 , ρ_2 — плотность соответственно первой и второй сред; v_{P_1} , v_{P_2} — скорость распространения продольной волны соответственно в первой и второй средах.

В различных породных массивах могут быть различные соотношения акустических жесткостей контактирующих сред. Особенно опасен случай, когда $\rho_2 v_{P_2} = 0$. Такому случаю соответствуют условия на поверхности обнажения пород в выработках, поскольку, как это следует из первой формулы системы (200), на поверхности обнажения амплитуда перемещений в отраженной волне противоположна по знаку амплитуде падающей волны. Другими словами, при падении волны сжатия отраженная волна представляет собой волну растяжения.

С процессом отражения волн напряжений от поверхности обнажения в выработках обычно и связывают явления трещинообразования, отколов, вывалов и других видов потери устойчивости выработок, обусловленных воздействием взрывных работ. При этом необходимо отметить, что единых представлений о механизме разрушения реальных материалов под воздействием падающих и отраженных волн при взрывах ВВ пока нет. Поэтому большинство методов учета влияния взрывных работ представляют собой эмпирические подходы, которые базируются исключительно на результатах натурных наблюдений и экспериментов.

В частности, в начале 50-х годов, когда были зафиксированы первые массовые случаи разрушения горных выработок при взрывных работах вследствие применения отбойки глубокими скважинами, был предложен метод оценки устойчивости междукамерных целиков исходя из значений линии наименьшего сопротивления и диаметра заряда. Условия устойчивости при этом имеют вид неравенства [14]

$$\left. \begin{aligned} b &\geq 3\omega; \\ b &\geq 100d_3, \end{aligned} \right\} \quad (201)$$

где b — устойчивая ширина целика; ω — линия наименьшего сопротивления; d_3 — диаметр заряда.

Однако в этих зависимостях совершенно не учтены деформационно-прочностные характеристики пород, а также масса заряда и тип ВВ.

Эти недостатки устранены в методе оценки сейсмостойчивой ширины целиков, предложенном проф. А. Н. Ханукаевым [154]. При этом учет влияния взрывных воздействий основан на определении так называемых критических значений приведенной массы заряда (или обратной ее величины — приведенного расстояния \bar{r}).

Приведенная масса \bar{q} представляет собой расчетный параметр, связывающий массу заряда q и расстояние от центра заряда r :

$$\bar{q} = \sqrt[3]{q/r}. \quad (202)$$

Для определения устойчивой ширины целика по экспериментальным данным устанавливают эмпирическую зависимость между радиальными напряжениями и приведенным расстоянием \bar{r} , а затем возможные радиальные напряжения сравнивают с пределом прочности пород на растяжение.

Таким путем определяют то критическое значение \bar{r} , которое соответствует пределу прочности пород на растяжение, и исходя из этого значения устанавливают параметры целиков так, чтобы в них исключалось возникновение опасных разрушающих напряжений. Если же изменить размеры целиков невозможно или нецелесообразно, то необходимо уменьшать массу одновременно взрываемого заряда. Весьма эффективно при этом применение короткозамедленного взрывания.

Однако и этот метод не дает возможности учесть в полной мере как свойства пород, так и особенности их разрушения при взрывных воздействиях.

Дальнейшим развитием подобных эмпирических подходов следует считать методы оценки устойчивости краевых зон выработок и целиков по формулам типа [167]

$$\bar{r}_c = K\sqrt[3]{q}, \quad (203)$$

где \bar{r}_c — радиус безопасного сейсмического воздействия взрыва; K — эмпирический коэффициент, учитывающий деформационно-прочностные свойства массива пород.

На рис. 97 представлены экспериментальные зависимости размеров сейсмобезопасных целиков от массы заряда ВВ, взрываваемого одновременно для условий рудников с различными значениями коэффициента K . Максимальные значения K , а следовательно, и максимальные радиусы сейсмического воздействия

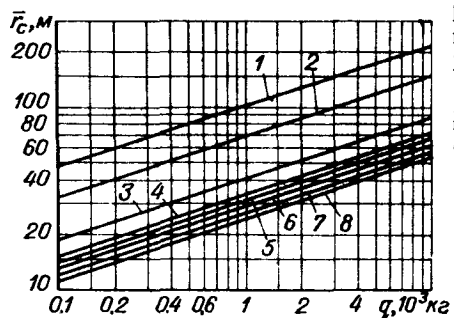


Рис. 97. Зависимости размеров сеймобезопасных целликов от массы заряда ВВ для условий различных рудников.

1 — «Каула»; 2 — им. Губкина; 3 — Миргалмсайский; 4 — им. Коминтерна; 5 — Дегтярский; 6 — Зыряновский и Таштагольский; 7 — им. Р. Люксембург; 8 — Высокогорский.

соответствуют слоистым породам с широким развитием глинистых прослоек, высокотрещиноватым и рассланцованным породам. Минимальные значения свойственны относительно монолитным рудам с расстоянием между трещинами в них 1—1,5 м.

Если при оценке устойчивости обнажений пород описанными методами выявлена вероятность их разрушения под воздействием взрывных нагрузок, то необходимо предусматривать специальные мероприятия, направленные на повышение устойчивости элементов систем разработки.

Такие мероприятия помимо короткозамедленного взрывания могут включать в себя также изменение места инициирования удлиненных (скважинных) зарядов. Последнее основано на приурочивании максимума импульса давления детонирующего заряда к месту расположения патрона-боевика. С целью повышения устойчивости обнажений пород патроны-боевики во взрывных скважинах необходимо располагать таким образом, чтобы они находились как можно дальше от поверхностей, устойчивость которых необходимо обеспечить.

Кроме мероприятий, направленных на совершенствование взрывных работ, могут применяться также и другие методы, в частности закладка выработанных пространств или магазинирование руды в камерах, применение различных видов крепей (особенно эффективна штанговая крепь), устройство экранирующих целей — специальных узких полостей, располагаемых на пути падающей волны и тем самым защищающих целики и горные выработки.

В связи с ростом глубины горных работ все большую актуальность приобретает задача создания общих расчетных методов, учитывающих не только особенности разрушения массива горных пород при импульсных нагрузках, но и воздействие взрывных нагрузок в условиях высоких статических напряжений. В решении этой задачи сделаны лишь первые шаги.

РАЗДЕЛ СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД V ПОД ВЛИЯНИЕМ РАЗРАБОТКИ

Глава 12. ОБЩИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ

§ 64. ОБЛАСТЬ СДВИЖЕНИЯ. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

Проведение выработок в угольных пластах, рудных залежах и других полезных ископаемых нарушает равновесие горных пород, в результате чего последние деформируются и сдвигаются. Обычно сдвигение пород достигает земной поверхности, и она также претерпевает деформации.

Сдвигение 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 *сдвигением горных пород и земной поверхности* понимают их перемещение и деформирование в результате нарушения равновесия пород под влиянием горных разработок или различных естественных (природных) процессов.

Сдвигение пород начинается обычно с прогиба кровли выработок, пройденных по пласту или залежи полезного ископаемого. По мере увеличения площади выработанного пространства прогиб пород растет, в сдвигение 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 сдвигения 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.

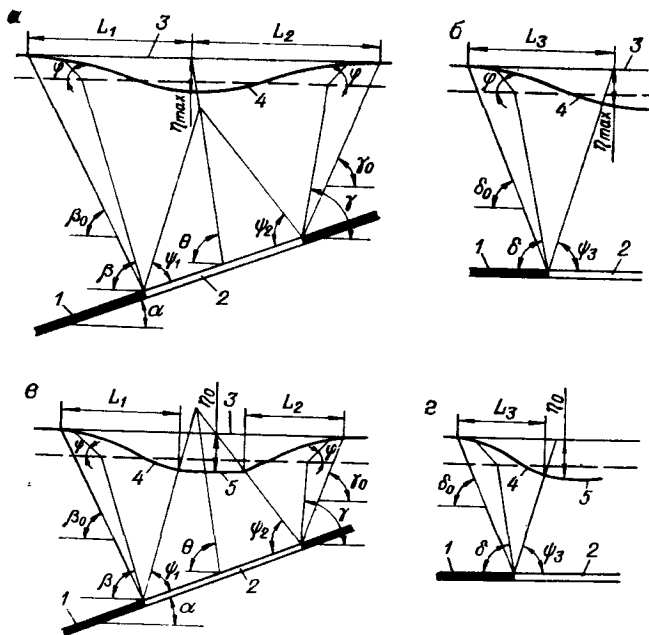


Рис. 98. Главные сечения мульды сдвигаения вкрест простирания (а, в) и по простиранию (б, г) при неполной (а, б) и полной подработке (в, г). 1 — полезное ископаемое; 2 — выработанное пространство; 3 — земная поверхность до подработки; 4 — мульда сдвигаения; 5 — участок с «плоским дном».

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, подвергшуюся сдвижению под влиянием горных разработок, принято называть *областью сдвигаения горных пород*, а соответствующую часть земной поверхности — *мульдой сдвигаения* (рис. 98).

Вертикальные сечения мульды по простиранию и вкрест простирания пласта, проходящие через точки с максимальным оседанием земной поверхности, называют *главными сечениями мульды сдвигаения*.

Границы мульды сдвигаения 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 сдвигаения (в качестве которых принимают обычно точки,

получившие оседания 10—15 мм). Различают граничные углы по простиранию δ_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 сдвигаения*. Определяют их так же, как и граничные углы (на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвигаения). Различают углы сдвигаения в коренных породах и наносах.

При определенном соотношении размеров выработанного пространства и глубины разработки в мульде сдвигаения образуется *плоское дно*, т. е. участок с максимально возможным оседаниями при данной мощности и угле падения пласта (залежи). На этом участке сдвигаения носят в основном равномерный характер. Условия, при которых в мульде сдвигаения образуется плоское дно, принято называть *полной подработкой* земной поверхности.

Границы плоского дна определяются *углами полных сдвигаений* ψ_1 , ψ_2 и ψ_3 . При неполной подработке положение точки, имеющей максимальное оседание, определяется *углом максимального оседания* θ .

Сдвигаения 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 сдвигаениями* 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 сдвигаения и обозначается η_{\max} , а при полной подработке значения максимальных оседаний характерны для множества точек плоского дна, они обозначаются η_0 .

Неравномерность сдвигаения горных пород вызывает деформации земной поверхности. Для характеристики деформаций используют следующие параметры:

а) наклоны интервалов в мульде сдвигаения i — отношения разности оседаний двух точек мульды к расстоянию между ними, выраженные безразмерной величиной; при расчете деформаций наклон характеризует неравномерность распределения оседаний в сечении мульды сдвигаения и определяется как первая производная функции оседания;

б) кривизна мульды сдвигаения K_p — отношение разности наклонов двух соседних интервалов мульды к полусумме длин этих интервалов; кривизна характеризует неравномерность распределения наклонов в сечении мульды сдвигаения и определяется как вторая производная функции оседания;

различают измеренную кривизну мульды, получаемую непосредственно по данным измерений, и расчетную кривизну мульды, полученную расчетным путем (сглаженная кривизна);

в) радиус кривизны мульды сдвижения — величина, обратная кривизне мульды сдвижения, выраженная в метрах $R_{кр} = 1/Kр$;

г) относительные горизонтальные деформации в мульде сдвижения ϵ — отношения разности горизонтальных сдвижений двух точек мульды к расстоянию между ними, выраженное безразмерной величиной; при растяжении ϵ положительно, при сжатии отрицательно; горизонтальные деформации характеризуют неравномерность горизонтальных сдвижений в мульде и определяются как первая производная этих сдвижений.

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 $Kр = 2 \cdot 10^{-4} \text{ м}^{-1}$; 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 полумульде по падению пластов L_1) и бывают двух видов (рис. 99): прямые (обращенные в сторону выхода пласта) и обратные (обращенные в противоположную сторону). Прямые уступы образуются в условиях крутого падения, когда слои крепких пород зависают 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

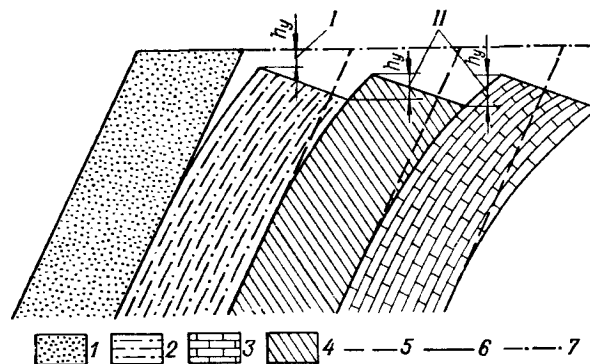


Рис. 99. Виды уступов при разработке крутопадающих пластов.

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.

в большинстве случаев трещины наблюдаются не в коренных породах, а в наносах.

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 $(1,2 \div 1,4) H$, 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.

§ 65. ЗОНЫ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД

Отдельные участки толщи пород, подвергшейся влиянию горных работ, имеют определенные различия как по характеру, так и по степени деформирования пород. При составлении схем сдвижения участки, относительно близкие по этим характеристикам, объединяются в зоны. В общем случае деформированный массив можно разделить на 11 зон в условиях пологого и 12 зон в условиях крутонаклонного и крутого залегания пластов и жил (рис. 100).

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*.

Для определения высоты зоны обрушения предложено несколько различных формул. Так, проф. С. Г. Авершин рекомендует формулу

$$h = 3 \frac{m}{(k - 1) \cos \alpha}, \quad (204)$$

где h — высота зоны обрушения; m — вынимаемая мощность пласта; k — коэффициент разрыхления пород, определяемый опытным путем (колеблется от 1,1 до 1,4); α — угол падения пласта.

Проф. Г. Н. Кузнецов разделяет зону обрушения на две части: беспорядочного обрушения (нижнюю) и относительно упорядоченного расположения обломившихся блоков (верхнюю). Суммарные мощности пачек слоев кровли, образующих нижнюю $\sum_1^i h$ и верхнюю $\sum_{i+1}^n h$ части зоны обрушения, он предлагает определять из выражений

$$m - (k_n - 1) \sum_1^i h \leq (2,0 \div 2,5) h_{i+1}; \quad (205)$$

$$m - (k_n - 1) \sum_1^i h - (k_b - 1) \sum_{i+1}^n h \leq h_{n+1}, \quad (206)$$

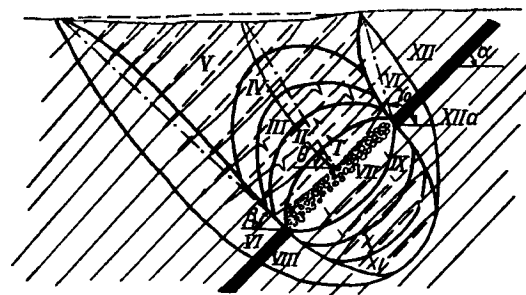


Рис. 100. Схема сдвижения горных пород при разработке пластовых месторождений.

Зона: I — обрушения; II и VII — разломов; III и IX — активных трещин; IV и X — локальных трещин; V и XI — плавного прогиба; VI и VIII — опорного давления; XII и XIIIa — сдвига пород по напластованию.

где k_n и k_b — коэффициенты разрыхления пород соответственно в нижней и верхней частях зоны обрушения.

Недостатком приведенных формул является трудность определения коэффициентов разрыхления, что ограничивает возможность их применения. В практике горного дела высоту зоны обрушения принимают обычно равной $(3 \div 6)m$.

Зона II прилегающая к зоне обрушения, характеризуется развитием в прогибающихся слоях нормально секущих трещин и трещин расслоения, разбивающих массив на крупные блоки (рис. 101) и образующих систему сквозных водо- и газопроводящих каналов с малым аэродинамическим сопротивлением, практически не оказывающим влияния на прохождение по каналам растворов и газов. Эту зону целесообразно называть *зоной разломов*.

В зоне III секущие трещины, идущие от верхней и нижней поверхностей изгибающегося слоя, достигают трещины расслоения (рис. 101) и создают систему водо- и газопроводящих трещин со значительным аэродинамическим сопротивлением, которое растет пропорционально удалению их от разрабатываемого пласта. Зону III можно назвать *зоной активных трещин*.

В зоне IV деформации растяжения, вызванные изгибом слоя, достигают критических значений в породах, прилегающих к верхней и нижней поверхностям слоя. Чем ближе слой расположен к горным работам, тем глубже распространяются в нем критические деформации и тем больший объем пород разрушается. Одновременно под влиянием касательных напряжений, вызванных изгибом слоя, в нем появляются деформации сдвига и зарождаются трещины расслоения. Но поскольку протяженность этих трещин и глубина секущих трещин в четвертой зоне невелики (рис. 101), сквозной водо- и газопроводящей

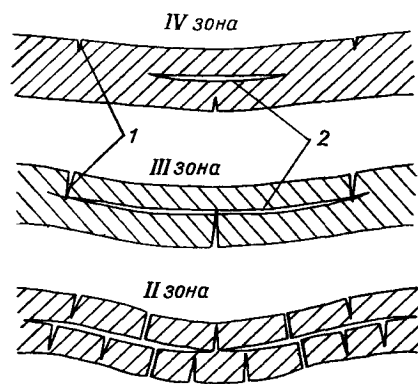


Рис. 101. Образование и развитие трещины в слоистом массиве.
1 — секущие трещины; 2 — трещины расслоения.

системы трещин в этой зоне не образуется. Зоне IV подходит название *зоны локальных трещин*.

Зона V характеризуется прогибом пород без разрыва их сплошности. Ей соответствует название *зоны плавного прогиба*.

Зона VI отличается повышенными по сравнению с остальным массивом напряжениями и деформациями сжатия в вертикальном направлении. Находится она над целиком (или массивом), примыкающим к выработанному пространству, и носит название *зоны опорного давления*.

Перечисленные шесть зон находятся в подработанной толще пород. В надработанной толще имеется пять зон (зона обрушения отсутствует), при этом зоны VII, VIII, IX и XI по своим качественным характеристикам соответствуют зонам II, III, IV, V и VI подработанной толщи, но все зоны, образующиеся в надработанной толще, расположены ближе к разрабатываемому пласту, чем в подработанной. При определенных углах падения пород происходит сползание слоев (преимущественно по плоскостям напластования) и в толще появляются зоны XII (в подработанной толще) и XIIa (в надработанной).

Участки зон V и VI, прилегающие к земной поверхности, нередко выделяют в отдельную зону, так как они имеют ряд специфических особенностей. В этой зоне могут образоваться трещины разрывов, выходящие на земную поверхность вблизи границы мульды сдвижения. Обычно эти трещины быстро затухают с глубиной.

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 или трещин. При малой

вынимаемой мощности пласта и пластичных вмещающих породах могут отсутствовать также и зона разломов и зоны трещин. В тех случаях, когда над пластичными слоями залегают хрупкие породы, зоны трещин могут получить развитие и над зоной плавного прогиба.

Существенное влияние на характер сдвижения горных пород и земной поверхности оказывает угол падения пластов (жил), мощность наносов или меловых отложений, несогласно залегающих на коренных породах, число разрабатываемых пластов или жил и т. д. При разработке свит крутых и крутонаклонных пластов или жил преобладающим является прогиб пород в сторону выработанного пространства и сдвиг слоев по контактам. При этом в зоне, расположенной ниже линии, проведенной под углом θ (см. рис. 100), сдвиг происходит в результате прогиба слоев, а в зоне, расположенной выше этой линии, сдвиг происходит как в результате прогиба слоев, так и вследствие сползания пород по плоскостям ослабления (чем ближе к земной поверхности, тем больше преобладает сползание пород). Это явление получило название подвижек по напластованию. В области, расположенной между зоной VI и земной поверхностью, основной формой деформирования массива является сдвиг пород по напластованию. Эта область составляет зону VII (см. рис. 100). При определенных условиях в сдвижение вовлекаются и породы лежащего бока. В этих случаях в зону VII включается также область, расположенная между зоной VI и земной поверхностью. В результате сдвига слоев на земной поверхности и в наносах образуются упомянутые выше трещины и уступы.

§ 66. ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ

Степень деформирования горных пород и земной поверхности, интенсивность развития и пределы распространения деформаций характеризуются некоторыми показателями, которые принято называть параметрами процесса сдвижения. Параметры, характеризующие влияние горных работ на земную поверхность, используют при решении вопросов рациональной застройки горно-промышленных районов и вопросов отработки запасов полезных ископаемых под застроенными территориями и природными объектами.

Знание параметров, характеризующих сдвижение 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 процесса сдвижения выполняются по единым требованиям и методам, 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 50 лет. При этом накоплен самый большой в СССР 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 и 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 выносятся. Так, в Карагандинском угольном бассейне угол δ_0 выносятся 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

$$\beta_0 = \delta_0 - C_{\beta_0} \alpha. \quad (207)$$

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 СССР приведены в табл. 12. В Кузнецком бассейне угол β_0 определяют из выражения

$$\beta_0 = \delta_0 + 5^\circ - C_{\beta_0} \alpha. \quad (208)$$

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 в пределах от 50 (Кизеловский и Кузнецкий бассейны) до 60° (Челябинский бас-

Таблица 12

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
Карагадинский	0,4	0,5

сейн). 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 вынощается, а угол ψ_2 становится круче.

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

$$\psi_1 = \psi_3 \pm C_{\psi_1} \alpha; \quad (209)$$

$$\psi_2 = \psi_3 \pm C_{\psi_2} \alpha, \quad (210)$$

где C_{ψ_1} и C_{ψ_2} — коэффициенты, определяемые опытным путем (обычно $C_{\psi_1} = 0,2 \div 0,3$; $C_{\psi_2} = 0,3 \div 0,5$).

Угол максимального оседания

$$\theta = 90^\circ - C_{\theta} \alpha. \quad (211)$$

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

$$\eta_{\max} = qm \cos \alpha, \quad (212)$$

где m — нормальная мощность пласта; α — угол падения;

$$q = q_0 t_1 t_2; \quad (213)$$

q_0 — относительное максимальное оседание при полной подработке (отклонение полного вектора сдвижений к вынимаемой мощности пласта) колеблется в пределах от 0,5 до 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

$$t_1 = 0,9(D_1/H - a), \quad t_2 = 0,9(D_2/H - a), \quad (214)$$

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 от 0,2 до 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

$$\eta_{\max} = q_0 m \cos \alpha \sqrt{t_1 t_2} [1 + (1 - q_0) H_1/H], \quad (215)$$

где H_1 — мощность по вертикали ранее подработанной толщи пород.

Если $H_1/H > 1$, то в формуле (215) это отношение принимают равным 1.

При повторных подработках с углом падения пластов от 26 до 70° значения η_{\max} находят из выражения

$$\eta_{\max} = 1,1 q_0 m \cos \alpha \sqrt{t_1 t_2}. \quad (216)$$

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.

$$a) \quad i_{\max} = C_{i1} m/H, \quad (217)$$

где C_{i1} — коэффициент, который определяют для каждого месторождения путем натурных наблюдений. При отсутствии таких наблюдений его приближенное значение можно получить по формуле

$$C_{i1} = 1,6 - \alpha/\rho; \quad (218)$$

где α — угол падения пласта; ρ — радиан (57°).

$$b) \quad i_{\max} = C_{i2} \eta_{\max}/L, \quad (219)$$

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).

$$b) \quad i_{\max} = f(\eta_{\max}/H). \quad (220)$$

Формул такого вида несколько. Наибольшее распространение из них получила формула [130]

$$i_{\max} = \frac{330}{1 + C_{i3} b}, \quad (221)$$

где b в полумульде по восстанию пласта равно H/η_{\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.

$$a) \quad K_{p_{\max}} = C_{K1} m/H^2, \quad (222)$$

где C_{K1} — коэффициент, который эмпирически устанавливают для каждого месторождения; колеблется в пределах от 2 до 4; причем четкой зависимости его от каких-либо факторов пока не установлено, однако замечено, что с увеличением глубины его значение растет.

$$b) \quad K_{p_{\max}} = C_{K2} \eta_{\max}/L^2, \quad (223)$$

где C_{K2} — коэффициент, значения которого определяют по данным натурных наблюдений; колеблется в пределах от 5 до 7.

Максимальное горизонтальное сдвижение определяют по формулам двух видов:

$$) \quad \xi_{\max} = K_H i_{\max}; \quad (224)$$

$$) \quad \xi_{\max} = a \eta_{\max}. \quad (225)$$

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 [130]

$$= 0,3 + 0,8\rho, \quad (226)$$

$$\rho = \operatorname{tg} \alpha - ch/\eta_{\max}, \quad (227)$$

где $c = 0,01$ при $\alpha \leq 25^\circ$; $c = 0,02$ при $\alpha > 25^\circ$; h — мощность наносов.

Если коэффициент ρ имеет отрицательное значение, то при расчетах его значение принимают равным нулю. Более поздние исследования показали, что связь коэффициента ρ с углом падения пласта и мощностью наносов полнее отражается зависимостью

$$\rho = \operatorname{tg} \alpha - h/H, \quad (228)$$

где H — глубина горных работ.

Эта зависимость включена в нормативные документы [125] для определения максимальных горизонтальных

деформаций предложено много различных формул. Приведем наиболее распространенные из них.

$$a) \varepsilon_{\max} = C_{e1} \xi / L. \quad (229)$$

Значения коэффициента C_{e1} , по данным С. Г. Авершина, колеблются в пределах от 2 до 4.

$$b) \varepsilon_{\max} = 3K_H \eta_{\max} / L^2, \quad (230)$$

где $K_H = (0,15 \div 0,18) H$.

$$в) \varepsilon_{\max} = C_{e2} m / H. \quad (231)$$

Значение коэффициента C_{e2} определяют по данным натуральных наблюдений. При их отсутствии приближенное значение C_{e2} можно найти из выражения

$$C_{e2} = \left(0,6 + 0,9 \frac{\alpha}{\rho}\right) \cos \alpha. \quad (232)$$

Применимость тех или иных из 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:

$$T_{\text{общ}} = K_T H / c, \quad (233)$$

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 от 0,8 до 1,8 (в Карагандинском бассейне $K_T = 0,8 \div 1,1$, в Донецком $K_T = 1,0 \div 1,3$, в Кузнецком $K_T = 0,9 \div 1,5$, во Львовско-Волыньском $K_T = 1,8$).

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. 13 приведены данные о продолжительности процесса сдвижения в условиях Донецкого бассейна.

Период опасных деформаций $t_{\text{оп}}$ также устанавливают опытным путем или определяют из выражения

$$t_{\text{оп}} = \rho T_{\text{общ}}, \quad (234)$$

Таблица 13

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 14

Значения коэффициента ρ для определения периода опасных деформаций на угольных месторождениях

$\frac{\eta_{\max}}{t}$, мм/мес	Угол α , градус		$\frac{\eta_{\max}}{t}$, 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

где ρ — коэффициент, зависящий от значения ожидаемого максимального оседания земной поверхности η_{\max} и угла падения пластов α .

Значения коэффициента ρ для типовых условий разработки угольных месторождений приведены в табл. 14.

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.

§ 67. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕСС СДВИЖЕНИЯ

Можно назвать более десяти горно-геологических факторов, оказывающих заметное влияние на характер процесса сдвижения горных пород и земной поверхности. Наибольший

интерес представляют те факторы, изменение которых подвластно воле человека. Так, путем изменения скорости подвигания забоя можно ускорить или замедлить процесс сдвижения, путем изменения способа управления горным давлением увеличить или уменьшить деформации и т. д. Факторы, поддающиеся изменению по воле человека, назовем *регулируемыми*.

Геометрические элементы залегания пластов и другие факторы, изменить которые искусственным путем невозможно, целесообразно называть *заданными* факторами. Рассмотрим каждую из указанных групп отдельно.

Регулируемые факторы. 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 зависимости от вынимаемой мощности пласта (залежи). Угловые параметры, за исключением углов сдвижения, от вынимаемой мощности практически не зависят. При увеличении вынимаемой мощности углы сдвижения несколько выполаживаются.

Уменьшение вынимаемой мощности достигается путем неполной выемки (оставление отдельных прослоек и пачек) или путем закладки выработанного пространства породой, доставляемой извне.

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 буроугольных штреков на 10—12 % меньше, чем при управлении горным давлением способом обрушения кровли.

Размеры выработанного пространства оказывают (до определенного предела) существенное влияние на оседания и абсолютные сдвижения и в меньшей степени — на относительные деформации. В условиях полной подработки изменение размеров выработанного пространства не оказывает влияния ни на значения сдвижения и деформаций, ни на характер процесса сдвижения. Существенного влияния размеров выработанного пространства на угловые параметры процесса сдвижения не замечено.

Целики в выработанном пространстве заметно влияют на распределение деформаций в мульде сдвижения. При удачном соотношении целиков и камер деформации горных пород могут не появиться на земной поверхности, и наоборот, при неудачном соотношении над целиками происходит концен-

трация деформаций. В толще горных пород целики вызывают местные повышения напряжений.

Скорость подвигания очистной выработки в значительной мере определяет продолжительность и интенсивность процесса сдвижения. 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 процесса сдвижения. 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 получаются наиболее крутыми с максимальным развитием деформаций. Чем больше смещены границы выработок, тем положе 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 процесса сдвижения: чем меньше этот разрыв, тем более бурно протекает процесс.

Заданные факторы. Угол падения пород является одним из основных факторов, определяющих угловые параметры процесса сдвижения 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 лежащего бока и резкое выполаживание угла γ (в этом случае мульда сдвижения со стороны восстания пласта ограничивается углом γ'). С увеличением угла падения пластов возрастает отношение горизонтальных сдвижений к вертикальным. Так, если при пологом залегании пластов горизонтальная составляющая сдвижения 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 [56]. На этом же принципе построены некоторые разделы общих правил охраны сооружений от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях [108].

Существенное влияние на характер деформаций земной поверхности оказывает соотношение пород толщи. Так, при содержании в толще угленосных пород песчаников, конгломератов и известняков более 30 % группу, к которой необходимо отнести месторождение согласно «Правилам охраны» [108], повышают на одну единицу, что равнозначно повышению прочности пород массива примерно на 50—150 кг/см².

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 поверхностей ослабления породного массива.

Глава 13. СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ

§ 68. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ В РАЗЛИЧНЫХ УСЛОВИЯХ

Характер и параметры процесса сдвижения в значительной мере определяются строением толщи вмещающих пород. По этому признаку все месторождения можно разделить на два основных типа: со слоистым строением пород и с неслоистым строением пород. Рассмотрим каждый тип в отдельности.

К слоистым относятся все угольные и сланцевые месторождения и более 60 % рудных месторождений. На этих месторождениях процесс сдвижения изучен наиболее полно. На основании выявленных здесь закономерностей разработаны методы расчета сдвижений и деформаций, позволяющие удовлетворительно решать многие задачи производства.

Основной чертой месторождений со слоистым строением пород является то, что за пределами зоны беспорядочного обрушения сдвижение пород всякого бока происходит в форме последовательного расслоения и прогиба пород в сторону выработанного пространства, а также сдвига их по плоскостям расслоения. По мере увеличения угла падения пород в сдвижение вовлекается лежащий бок, для которого характерно сползание пород по их контактам, поверхностям наслоения, сланцеватости и т. д.

Наряду с общими чертами процесс сдвижения горных пород на отдельных месторождениях (даже со слоистым строением пород) имеет свои специфические особенности. Эти особенности определяются в основном условиями залегания пород, систе-

мами разработки, способами управления горным давлением и другими влияющими факторами.

Месторождения со слоистым строением целесообразно разделить на четыре группы в зависимости от форм залегания и угла падения слоев: с горизонтальным и пологим, наклонным и крутым, складчатым, и наконец, несогласным залеганием.

При горизонтальном и пологом залегании пород слои в толще изгибаются подобно плитам, защемленным по концам. Слой пород, прилегающий к земной поверхности, изгибается подобно плите, лежащей на упругом основании. Вертикальные сдвигения (оседания) и их производные (наклоны и кривизна) в этих условиях значительно преобладают над горизонтальными. Последние являются в основном следствием изгиба слоев и зависят от стрелы прогиба (максимального оседания) и их мощности. Обычно максимальное горизонтальное сдвигение в толще пород составляет 0,1—0,3, а на земной поверхности 0,3—0,5 значения максимального оседания. Горизонтальные деформации имеют тесную связь с вертикальными: кривизне выпуклости соответствует растяжение, кривизне вогнутости — сжатие.

При наклонном и крутом залегании пород часть слоев изгибается подобно наклонным плитам, защемленным по концам, а часть слоев — подобно наклонным консольным плитам, защемленным у нижнего конца. Слои пород, изгибающиеся подобно консольным плитам, выходят на земную поверхность в полумульде по падению пластов. В этой полумульде наблюдаются обычно растяжения, а в полумульде по восстанию преобладают сжатия, за исключением участков, на которых происходят подвижки по напластованию слоев. На выходах мощных крутопадающих пластов образуются провалы. При наклонном, и особенно крутом, залегании пластов, горизонтальные сдвигения и деформации, как указывалось выше, преобладают над вертикальными. Кривые деформации в этих условиях часто имеют прерывистый характер, отражающий появление на земной поверхности уступов и трещин.

При складчатом залегании пород характер процесса сдвигения зависит от формы и размера складки. Особенно это заметно на складках синклинали формы. В тех случаях, когда расстояние между выходами пласта на поверхность на разных крыльях складки соизмеримо с длиной мульды сдвигения, процесс сдвигения развивается и замыкается, как правило, внутри этой складки. В тех случаях, когда размеры синклинали складки в плане в несколько раз превышают размеры мульды сдвигения, на выходе осевой плоскости складки на поверхность (если она попала в зону влияния горных работ) наблюдается значительная концентрация деформаций. На рис. 102 приведены результаты инструментальных наблюдений за сдвигением

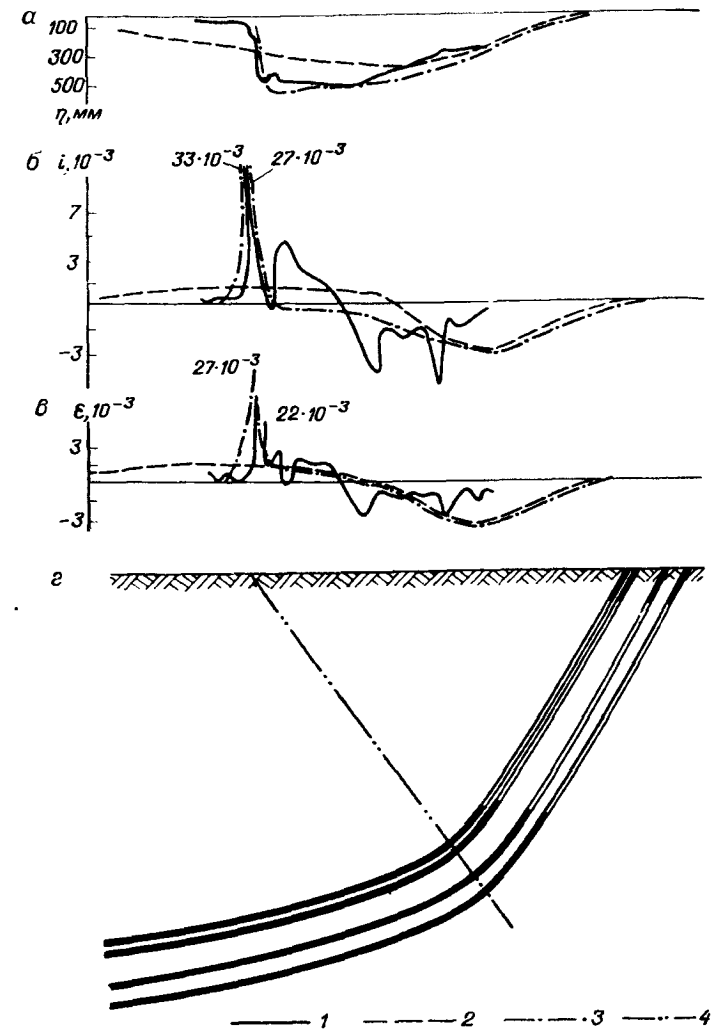


Рис. 102. Сдвигение горных пород при складчатом залегании пластов.
 а — оседания на поверхности; б — наклоны; в — горизонтальные деформации; г — разрез вкrest простираения.
 1 — результаты наблюдений; 2, 3 — расчетные значения; 2 — в предположении моноклиналиного залегания пластов; 3 — с учетом складчатого залегания пластов; 4 — осевая плоскость складки.

и деформациями земной поверхности при ведении горных работ в условиях складчатого залегания пород. Как видно из рисунка, на выходе осевой плоскости складки образовался уступ высотой до 40 см и развились горизонтальные деформации до 22×10^{-3} ,

а за пределы выхода этой плоскости сдвижение практически не распространилось. Чтобы лучше представить насколько anomalно развивается процесс сдвижения в условиях синклинальной складки, на рисунке пунктирной линией показаны расчетные сдвижения и деформации, которые имели бы место при выдержанном залегании пласта (при том же угле падения, глубине, мощности и прочих равных условиях).

В условиях несогласного залегания пород характер процесса сдвижения зависит от мощности несогласно залегающих пород и их доли в составе общей толщи. Наиболее часто несогласно с коренными породами залегают третичные и четвертичные отложения (наносы). При мощности менее 20 м и долевом участии менее 10 % наносы практически не оказывают влияния на характер процесса сдвижения. При мощности наносов более 100 м и их долевом участии более 50 % влияние угла падения на развитие процесса сдвижения почти полностью сглаживается и характер распределения деформаций в мульде сдвижения получается таким же, как и при горизонтальном залегании коренных пород. В этих условиях происходит обычно сдвиг коренных пород относительно наносов, вызывающий нередко значительные деформации вертикальных стволов шахт. В тех случаях, когда наносы составляют 10—50 % общей толщи пород, влияние угла падения на процесс сдвижения в той или иной степени сглаживается, при этом характер распределения деформаций в мульде сдвижения подобен характеру распределения при некотором условном угле, занимающем промежуточное положение между углами наклона коренных пород и наносов. Значение этого условного угла α' во многих случаях удовлетворяет зависимости

$$\operatorname{tg} \alpha' = \operatorname{tg} \alpha - h/H, \quad (235)$$

где α — угол падения коренных пород; h — мощность наносов; H — глубина горных работ.

При отрицательных значениях $\operatorname{tg} \alpha'$ угол α' принимают равным нулю.

К неслоистым относятся в основном месторождения, залегающие в крепких магматических или метаморфических породах. Формы этих месторождений весьма различны: от пластообразных и жилopodobных залежей до отдельных рудных вкраплений. Соответственно различен на них и характер процесса сдвижения, что существенно затрудняет выявление закономерностей его развития и разработку методов расчета деформаций горных пород и земной поверхности. Поэтому расчеты деформаций в рассматриваемых условиях не получили такого широкого распространения, как на месторождениях со слоистым строением пород. Часто на месторождениях с неслоистым

строением пород ограничиваются установлением угловых параметров процесса сдвижения, определяющих границы всей мульды и ее отдельных зон. Процесс сдвижения при неслоистом строении пород развивается преимущественно в форме перемещения структурных блоков в сторону выработанного пространства. Наиболее вероятными местами образования поверхностей отрыва являются поверхности структурных неоднородностей, в частности крутопадающие тектонические трещины, особенно если они подсечены горными работами. Края мульды сдвижения круче, а ее граница выражена четче, чем при слоистых породах. Нередко эта граница проходит по крайней трещине на земной поверхности, и углы сдвижения совпадают с углами разрывов. Значения этих углов больше зависят от углов наклона трещин, по которым происходит сдвиг блоков, чем от углов падения залежи и прочности вмещающих пород.

Следует заметить, что геологические нарушения оказывают существенное влияние на процесс сдвижения и в условиях слоистого строения пород. На выходах этих нарушений на поверхность (или под наносы) наблюдается резкая концентрация деформаций, нередко с образованием уступов и трещин.

§ 69. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ

В процессе сдвижения горных пород одни участки толщи деформируются подобно упругим телам, другие — подобно пластичным, третьи — подобно сыпучим и т. д. Поэтому создать универсальный аппарат формул, удовлетворительно описывающий процессы, происходящие во всей толще, подвергшейся влиянию горных работ, чрезвычайно сложно, так как этот аппарат должен был бы базироваться одновременно на законах деформирования упругой, пластичной, сыпучей и других сред. Вопрос усложняется еще и тем, что одни и те же участки в разные стадии процесса деформируются по разным законам.

В связи с указанным большинство исследователей давали математическое описание процесса сдвижения применительно к конкретным условиям и поставленным задачам. Особенно широкое распространение получили формулы, описывающие характер распределения деформаций в мульде сдвижения при закончившемся процессе сдвижения. Эти формулы необходимы для решения вопросов защиты сооружений от вредного влияния горных разработок и имеют большое практическое значение.

Наиболее четко прослеживаются закономерности распределения сдвижений и деформаций при плавном характере деформирования земной поверхности. Исходя из этих закономерностей проф. С. Г. Авершин предложил аналитическую зависимость

мость для расчета вертикальных сдвижений в условиях полого залегания пластов [1]:

$$\eta_x = \eta_{\max} \left(1 - \frac{x}{2,13l}\right)^{4,54} e^{2,13x/l}, \quad (236)$$

где η_x — оседание в точке с абсциссой x (начало координат в точке максимального оседания); η_{\max} — максимальное оседание; l — абсцисса точки перегиба кривой оседаний; e — основание натуральных логарифмов.

Наклоны в мульде сдвижения i_x характеризуются первой производной от кривой оседания по переменному x , а расчетная кривизна K_{p_x} — второй производной:

$$i_x = \frac{d\eta}{dx}; \quad (237)$$

$$K_{p_x} = \frac{d^2\eta}{dx^2}. \quad (238)$$

Горизонтальные сдвижения и деформации могут быть получены из следующих выражений:

$$\xi_x = K_H \frac{d\eta}{dx}; \quad (239)$$

$$\varepsilon_x = K_H \frac{d^2\eta}{dx^2}, \quad (240)$$

где ξ_x — горизонтальное сдвижение в точке с абсциссой x ; ε_x — относительная горизонтальная деформация в точке с абсциссой x ; K_H — коэффициент, выражающий отношение ξ_{\max}/i_{\max} ; ξ_{\max} — максимальное горизонтальное сдвижение; i_{\max} — максимальный наклон кривой оседания.

При пологом залегании пластов коэффициент K_H составляет в среднем $(0,15 \div 0,18) H$.

Формулы (236) — (240) имеют ограниченное применение, поскольку в них не учтено отношение размеров выработок к глубине горных работ.

Развивая далее идею С. Г. Авершина, С. П. Колбенков и А. Н. Павлов [63] предложили более универсальные формулы для определения сдвижений и деформаций в главных сечениях мульды сдвижения

$$\eta_x = \frac{1}{2} \eta_0 \Phi\left(\frac{S_2}{CH}\right) \left[\Phi\left(\frac{S_1+x}{CH}\right) + \Phi\left(\frac{S_1-x}{CH}\right) \right]; \quad (241)$$

$$\eta'_x = \frac{1}{2CH} \eta_0 \Phi\left(\frac{S_2}{CH}\right) \left[\Phi'\left(\frac{S_1+x}{CH}\right) - \Phi'\left(\frac{S_1-x}{CH}\right) \right]; \quad (242)$$

$$\eta''_x = \frac{1}{2C^2H^2} \eta_0 \Phi\left(\frac{S_2}{CH}\right) \left[\Phi''\left(\frac{S_1+x}{CH}\right) + \Phi''\left(\frac{S_1-x}{CH}\right) \right]; \quad (243)$$

$$\xi_x = K_n \eta'_x; \quad (244)$$

$$\varepsilon_x = K_n \eta''_x; \quad (245)$$

где η_x , η'_x , η''_x , ξ_x и ε_x — оседание, наклон, кривизна, горизонтальное сдвижение и горизонтальная деформация в точке с абсциссой x (начало координат в точке максимального оседания); η_0 — максимальное оседание при полной подработке земной поверхности; $2S_1 = D_1 - 2d + \Delta S$; $2S_2 = D_2 - 2d + \Delta S$; D_1 , D_2 — фактические размеры выработки; d — поправка на зависание пород; ΔS — поправка на активизацию сдвижений от смежной выработки; H — средняя глубина горных работ; C , K_n — коэффициенты, определяемые из выражений $C = q_0/A_0 2\pi$ и $K_n = aC\sqrt{2\pi}H$; q_0 , A_0 , a — коэффициенты, зависящие от свойств горных пород и строения массива, определяемые по данным натурных наблюдений; Φ — функция интеграла вероятностей (функция Гаусса);

$$\Phi(t) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^t e^{-z^2/2} dz;$$

Φ' и Φ'' — первая и вторая производные функции по соответствующему аргументу.

$$\Phi'(t) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} e^{-t^2/2};$$

$$\Phi''(t) = -\frac{2}{\sqrt{2\pi}} t e^{-t^2/2}.$$

Для решения многих задач горного дела необходимо знать значения оседаний земной поверхности в каждой точке мульды сдвижения, а не только в ее главных сечениях. Зависимость оседания точки земной поверхности от ее местоположения в мульде сдвижения, образовавшейся под влиянием одной очистной выработки, можно описать уравнением вида

$$\eta_{(x,y)} = \frac{q_0 m}{4} \left\{ \Phi\left[\frac{5,013}{L}(S_1+x)\right] + \Phi\left[\frac{5,013}{L}(S_1-x)\right] \right\} \times \\ \times \left\{ \Phi\left[\frac{5,013}{L}(S_2+y)\right] + \Phi\left[\frac{5,013}{L}(S_2-y)\right] \right\}, \quad (246)$$

где $\eta_{(x,y)}$ — оседание в точке с координатами x , y (начало координат в точке максимального оседания); m — вынимаемая мощность пласта; L — длина полумульды при полной подработке земной поверхности.

Суммарная мульда оседания, образовавшаяся на земной поверхности под влиянием двух очистных выработок, описывается с учетом активизации сдвижения следующим уравнением:

$$\eta_{(x,y)} = \frac{q_0 m}{L} \int_{y_a-y}^{y_b-y} e^{-4\pi/L^2 dy} \left\{ \Phi\left[\frac{5,013}{L}(\Phi_1(y)-x)\right] - \right. \\ \left. - \Phi\left[\frac{5,013}{L}(\Phi_2(y)-x)\right] \right\}, \quad (247)$$

где u_b , u_a — пределы интегрирования; $\varphi_1(y)$, $\varphi_2(y)$ — уравнения границ выработки.

Этот интеграл в конечном счете не берется, но может быть решен одним из приближенных методов, в частности методом Симпсона.

§ 70. ПОЛНЫЙ КОМПЛЕКС НАБЛЮДЕНИЙ ДЛЯ УСТАНОВЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД

Для установления характера и параметров сдвижения горных пород в различных условиях проводят специальные инструментальные наблюдения в толще пород и на земной поверхности, используя с этой целью наблюдательные станции, краткая характеристика которых давалась в гл. 5.

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 мульде 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. Пример такой комплексной наблюдательной станции приводился в гл. 5. 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. 103 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 Γ). На каждом конце профильной линии закладывают не менее трех контрольных и двух опорных реперов. Расстояние между контрольными реперами примерно 15, между опорными — 50 м. Участок, на котором ожидается появление уступов и трещин, определяется углом сдвижения β и углом максимального оседания θ (участок BB). На этом участке реперы закладываются 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 показал, 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.

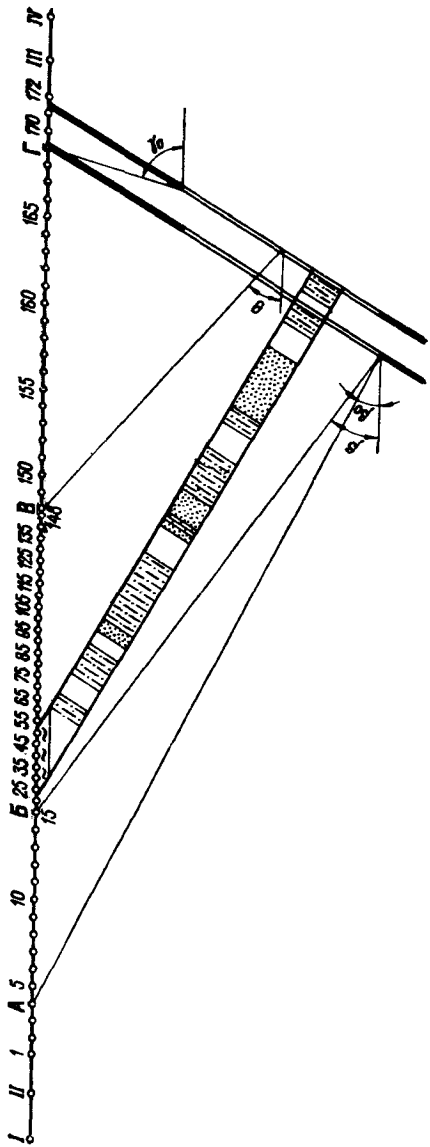


Рис. 103. Построение профильной линии для наблюдений за сдвижением земной поверхности.
 1, 2, 3, 4, 5, 6, ... 169 — опорные реперы; 1—IV — рабочие реперы; 170, 171, 172 — контрольные реперы; ВГ — участок, где ожидаются уступы и трещины.

§ 71. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СДВИЖЕНИЯ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ КРАТКОВРЕМЕННЫХ НАБЛЮДЕНИЙ

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 горнопромышленного района.

В указанных условиях определять основные параметры сдвижения наиболее целесообразно на основе кратковременных частотных наблюдений. Этот метод основан на установлении 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 простиранию закладывают линию грунтовых реперов длиной примерно $2H(\operatorname{ctg} \delta_0 + \operatorname{ctg} \psi_3)$, где H — глубина горных работ, δ_0 — граничный угол по простиранию, ψ_3 — угол полных сдвижений по простиранию. 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 $0,05H/c$, 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. 104). Ожидаемое максимальное оседание η_{\max} определяют графическим интегрированием кривой скоростей или по формуле

$$\eta_{\max} = \sum v_i \Delta t_i, \quad (248)$$

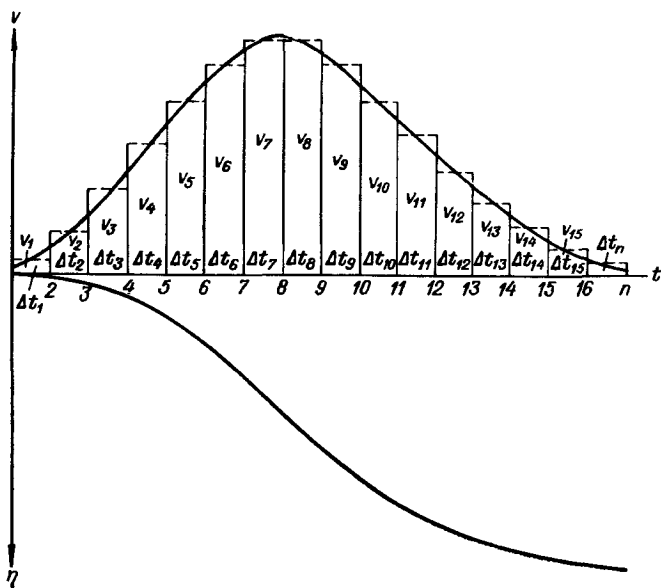


Рис. 104. Схема к определению оседаний поверхности по данным кратковременных наблюдений.

где $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ — скорости оседания, мм/мес, земной поверхности в точках (реперах) 1, 2, 3, ..., 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 (248) упрощается и принимает вид

$$\eta_{\max} = \frac{l}{c} \sum v_i. \quad (249)$$

При равных промежутках времени между наблюдениями Δt расчеты еще более упрощаются, так как отпадает необходимость вычисления скоростей ($v_1 = \eta_1/\Delta t, v_2 = \eta_2/\Delta t, \dots, v_n = \eta_n/\Delta t$, что позволяет вынести Δt за знак суммы), и значение η_{\max} можно определять непосредственно по оседаниям реперов за период Δt :

$$\eta_{\max} = \frac{l}{c\Delta t} \sum \eta_i. \quad (250)$$

Формулой (250) целесообразно пользоваться также в тех случаях, когда η_{\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. В § 69 было показано, что характер кривой мульды оседания на большинстве месторождений достаточно хорошо описывается выражениями (241), которые можно представить в виде

$$\eta_x = \frac{q_0 m}{2} \left\{ \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} + \frac{x}{H} \right) \right] + \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D}{2H} - \frac{d}{H} - \frac{x}{H} \right) \right] \right\}; \quad (251)$$

$$\eta_x = \frac{q_0 m}{2} \left[\Phi \left(\frac{D - 0,5a + x}{C_p H} \right) \right] + \Phi \left[\frac{1}{C} \left(\frac{D - 0,5a - x}{C_p H} \right) \right]. \quad (252)$$

Влияние различных свойств толщи горных пород на процесс сдвижения земной поверхности отражается условными показателями q_0, a, d и C в формулах (251) и (252).

Несмотря на условность этих показателей, каждый из них 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 натуральных наблюдений необходимо знать оседание не менее чем в трех точках мульды сдвижения. В этом случае можно составить три уравнения вида (251) или (252) с тремя неизвестными, решив которые совместно можно найти приближенные значения искомым показателей. Как правило, таких уравнений значительно больше трех, так как их число равно числу реперов, находящихся в мульде сдвижения. Следовательно, наиболее вероятные значения искомым показателей можно найти из решения имеющихся уравнений способом наименьших квадратов (методом посредственных 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 (251) и (252) 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.

Глава 14. РАСЧЕТ СДВИЖЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 72. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТОДОВ РАСЧЕТА

Сдвигения и деформации горных пород и земной поверхности относятся к основным исходным данным, необходимым для проектирования и строительства подземных и поверхностных сооружений в горнодобывающих районах. На основании этих данных решают также вопросы планирования и ведения горных работ под застроенными территориями, реками и водоемами, вблизи стволов шахт, околовольных 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 подработке, 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 анало-

гичным данным) горнодобывающих 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 подрабатываемых 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 натурных условиях, полуэмпирические — на зависимостях, установленных на основании обобщений, теоретических соображений и математических аналогий, числовые значения коэффициентов в которых определяются по данным натурных 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 § 71. Ниже будут рассматриваться преимущественно полуэмпирические методы расчета.

**§ 73. РАСЧЕТ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ
ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПОД ВЛИЯНИЕМ
ЕДИНИЧНОЙ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ**

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 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 concentрических окружностей. Диаметр внешней окружности определяется из выражения (рис. 105)

$$2R = 2h \operatorname{ctg} \gamma, \quad (253)$$

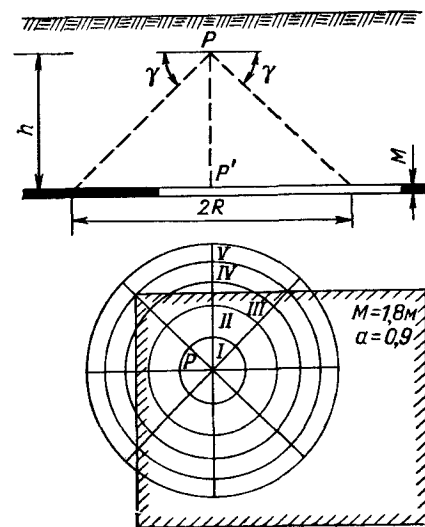
где h — расстояние по вертикали от пласта до горизонта в толще горных пород, для которого производится расчет; γ — граничный угол.

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 concentрических 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 притягивающихся тел. Степень воздействия элемента выработки в пределах конуса на данную точку массива горных пород или земной поверхности принимается равной v/r^2 , где v — 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 (рис. 105). Искомое значение оседания точки P определяется путем умножения числа n ячеек сетки, оказавшихся в пределах

Рис. 105. Схема к расчету оседания горных пород при помощи интеграционной сетки.



контура отработанной части пласта, на цену каждой ячейки (0,025) и значение оседания при полной подработке η_0 , т. е. $\eta_m = 0,025 n \eta_0$. Величина η_0 принимается обычно равной 0,6—0,8 вынимаемой мощности пласта.

В ПНР широко используется 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, они объединены в одну формулу следующего вида [31]:

$$W = \frac{W_{\max}}{r} \int_x^{\infty} e^{-\pi S^2/r^2} dS, \quad (254)$$

где W — оседание в заданной точке; W_{\max} — возможное максимальное оседание; $r = H/\operatorname{tg} \beta$ — 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 советским ученым канд. техн. наук Р. А. Муллером, 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 следующие формулы для расчета деформаций в условиях пологого падения пластов [142]:

$$\eta_x = -\frac{\eta_0}{2} \left[\Phi \left(\frac{D_p + x}{C_p H} \right) + \Phi \left(\frac{D_p - x}{C_p H} \right) \right]; \quad (255)$$

$$\frac{\partial \eta}{\partial x} = -\frac{\eta_0}{2C_p H} \left[\Phi' \left(\frac{D_p + x}{C_p H} \right) - \Phi' \left(\frac{D_p - x}{C_p H} \right) \right]; \quad (256)$$

$$\frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2} = -\frac{\eta_0}{2C_p^2 H} \left[\Phi'' \left(\frac{D_p + x}{C_p H} \right) + \Phi'' \left(\frac{D_p - x}{C_p H} \right) \right]; \quad (257)$$

$$\xi_x = -\frac{\eta_0 C_p^2}{2C_p} \left[\Phi' \left(\frac{D_p + x}{C_p H} \right) - \Phi' \left(\frac{D_p - x}{C_p H} \right) \right]; \quad (258)$$

$$\varepsilon_x = \frac{\eta_0}{2H} \cdot \frac{C_p^2}{C_p^2} \left[\Phi'' \left(\frac{D_p + x}{C_p H} \right) + \Phi'' \left(\frac{D_p - x}{C_p H} \right) \right]; \quad (259)$$

где $2D_p = 2D - a$ — расчетная длина выработки; $2D$ — фактическая длина выработки; $2a$ — длина лавы или выработки, при которой сдвигение горных пород достигает земной поверхности

$$C_p^2 H = C_k^2 (H - h) + C_n^2 h. \quad (260)$$

Индекс k при коэффициенте C означает коренные породы, индекс n — наносы, индекс p — расчетное усредненное значение.

Коэффициент C_p может быть найден из выражения:

$$\eta_{\max} = -\eta_0 \Phi(D/C_p H). \quad (261)$$

Параметры же η_{\max} , η_0 и D/H могут быть определены из диаграмм сдвига, построенных по данным натурных наблюдений. Одна из таких диаграмм, составленная применительно к условиям Донецкого бассейна представлена на рис. 106, где показана зависимость $\eta_{\max}/(m \cos \alpha)$ от отношения D/H . В пределе η_{\max} стремится (при увеличении D/H) к η_0 . Для решения практических задач принимают $\eta_{\max} = \eta_0$ при $D/H \geq 1,5$.

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

$$C_p = 0,32 - 0,04 \frac{[\sigma_{сж}]}{\gamma H}, \quad (262)$$

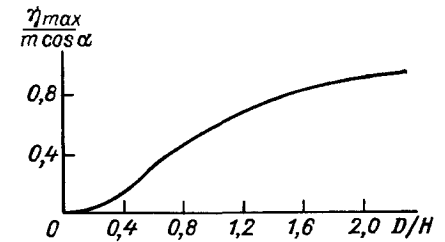
где γ — объемный вес пород; H — глубина горных работ.

Интегральную функцию Гаусса Φ и ее первую и вторую производные Φ' и Φ'' определяют по математическим таблицам.

В СССР, ФРГ, Англии, ПНР, ВНР 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

Рис. 106. Зависимость полного вектора сдвижений (в долях мощности пласта) от отношения размера выработки к глубине (диаграмма сдвижений).



углов (рис. 107). 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. 108). Для построения мульды оседания характерные точки соединяются плавной кривой.

2. Метод типового распределения оседаний в мульде сдвига 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 полумульды. 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. 109.

В Советском Союзе большое распространение получил метод типовых кривых, согласно которому деформации в точках мульды сдвига определяются по формулам:

$$\eta_x = \eta_{\max} S(z); \quad (263)$$

$$i_x = \pm \frac{\eta_{\max}}{L} S'(z); \quad (264)$$

$$K_x = \frac{\eta_{\max}}{L^2} S''(z); \quad (265)$$

$$\xi_x = \eta_{\max} F(z); \quad (266)$$

$$\varepsilon_x = \frac{\eta_{\max}}{L} F'(z); \quad (267)$$

где η_x , i_x , K_x , ξ_x , ε_x — соответственно оседание, наклон, кривизна, горизонтальное сдвигение и относительная горизонтальная деформация в точке с абсциссой X (начало координат

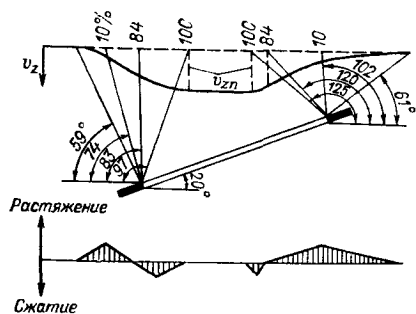


Рис. 107. Построение мульды оседания методом секущих углов.

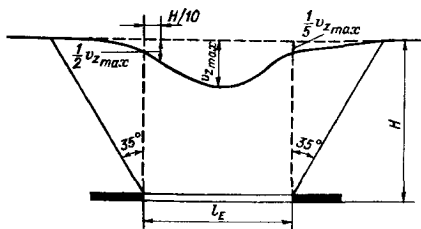


Рис. 108. Построение мульды оседания по линейным параметрам.

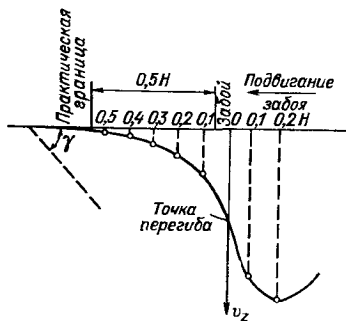


Рис. 109. Кривая оседания, построенная по относительным координатам.

в точке максимального оседания); η_{\max} — максимальное оседание; L — длина полумульды, определяемая графически (рис. 98); $S(z)$, $S'(z)$, $S''(z)$, $F(z)$, $F'(z)$ — переменные коэффициенты (функциональные зависимости), отражающие характер распределения деформаций в мульде сдвижения. Численные значения этих коэффициентов вычисляются обычно из данных натуральных наблюдений путем подстановки измеренных величин в формулы (263) — (267), преобразованные следующим образом:

$$S(z) = \eta_x / \eta_{\max}; \quad S'(z) = \pm \frac{l_x}{\eta_{\max}} L;$$

$$S''(z) = K_x L^2 / \eta_{\max}; \quad F(z) = \xi_x / \eta_{\max};$$

$$F'(z) = \frac{\epsilon_x}{\eta_{\max}} L.$$

3. Метод аналитического выражения профиля мульды оседания состоит в подборе уравнений, описывающих кривые оседания. В Верхней Силезии (ПНР) и в каменноугольных бас-

сейнах ВНР профиль мульды оседания описывается уравнением вида:

$$v_t = v_{zп} e^{-nr^2}, \quad (268)$$

где $v_{zп}$ — максимальное оседание при полной подработке; $n = \frac{v_{zп}}{R^2 C_H}$; R — радиус площади полной подработке; r — расстояние от центра мульды до рассматриваемой точки ее профиля; C_H — среднее опускание непосредственной кровли.

Местоположение точки перегиба определяется углом λ , отсчитываемым от плоскости пласта со стороны выработанного пространства. Значения угла λ колеблются в пределах от 75 до 86°.

Наклоны и кривизна мульды сдвижения определяются во всех перечисленных методах как первая и вторая производные от кривой мульды оседания.

В Советском Союзе для описания кривой мульды оседания и ее производных используются преимущественно тригонометрические функции и функции Гаусса в виде уравнений Р. А. Муллера (255) — (259) [142] и уравнений (241) — (243), полученных С. П. Колбенковым и А. Н. Павловым [63].

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:

$$\xi = -K(y) \frac{\partial \eta}{\partial x}, \quad (269)$$

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 советским ученым акад. Киргизской ССР, проф. С. Г. Авершиным. Значение функции $K(y)$ он принимает равным (0,15 ÷ 0,18) H . В ПНР функцию $K(y)$ называют коэффициентом горизонтальных деформаций и принимают равной расстоянию от земной поверхности до нейтральной оси изгибающейся пачки слоев. Академик ПАН В. Будрык [31] предлагает определять величину $K(y)$ из выражения:

$$K(y) = 0,564r, \quad (270)$$

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 СССР, взаимосвязь между типовыми кривыми вертикальных и горизонтальных сдвижений и деформаций выражается следующими зависимостями:

$$F(z) = pS(z) \pm 0,15S'(z); \quad (271)$$

$$F'(z) = pS'(z) \pm 0,15S''(z), \quad (272)$$

где p — коэффициент, зависящий от угла падения пласта, мощности наносов и других факторов, определяемый по данным наблюдений или по формуле (228).

В последних двух зависимостях знак плюс относится к полумульде по восстанию пласта, знак минус относится к полумульде по падению пласта.

Расчет деформаций в главных сечениях муьды сдвижения обычно производят следующим образом. На вертикальных разрезах, проходящих через главные сечения муьды, с помощью граничных углов и угла максимального оседания (или углов полных сдвижений) находят границы полумуьды 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 полумуьды сдвижения), и по этим координатам и формулам (263) — (267) вычисляют искоемые значения деформаций. При этом величину η_{\max} вычисляют по формулам (212), (215) и (216). Для удобства вычислений значения коэффициентов $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$ задают обычно в виде таблиц или графиков. В табл. 15 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 (271) и (272).

Значения сдвижений и деформаций земной поверхности в точках, расположенных вне главных сечений муьды сдвижения, находят из выражений:

а) оседания

$$\eta_{xy} = \eta_{\max} S(z_x) S(z_y), \quad (273)$$

где z_x — относительная координата рассматриваемой точки по простиранию ($z_x = x/L_3$); z_y — относительная координата рассматриваемой точки вкrest простирания ($z_y = y/L_{1,2}$); L_3 —

Таблица 15

Значения функций $S(z)$, $S'(z)$ и $S''(z)$

$z = \frac{x}{L}$	$S(z)$				$S'(z)$				$S''(z)$			
	$n > 1$	$n = 0,8$	$n = 0,6$	$n < 0,4$	$n > 1$	$n = 0,8$	$n = 0,6$	$n < 0,4$	$n > 1$	$n = 0,8$	$n = 0,6$	$n < 0,4$
0	1,00	1,00	1,00	1,00	0	0	0	0	0	-4,51	-8,60	-10,03
0,1	0,99	0,98	0,96	0,95	-0,19	-0,48	-0,83	-0,97	-2,10	-5,17	-7,83	-8,59
0,2	0,95	0,90	0,84	0,82	-0,56	-1,04	-1,52	-1,64	-5,11	-6,07	-5,50	-4,95
0,3	0,86	0,77	0,66	0,64	-1,20	-1,63	-1,89	-1,92	-7,25	-5,17	-1,91	-1,67
0,4	0,71	0,58	0,47	0,45	-1,89	-1,98	-1,89	-1,81	-5,70	-1,55	+1,79	+2,72
0,5	0,50	0,39	0,30	0,28	-2,20	-1,91	-1,57	-1,44	0	+3,01	+4,33	+4,35
0,6	0,29	0,22	0,16	0,16	-1,89	-1,44	-1,09	-0,99	+5,70	+5,68	+4,91	+4,36
0,7	0,14	0,10	0,08	0,08	-1,20	-0,85	-0,64	-0,60	+7,25	+5,45	+3,97	+3,40
0,8	0,08	0,04	0,03	0,03	-0,56	-0,41	-0,31	-0,32	+5,11	+3,56	+2,49	+2,20
0,9	0,01	0,01	0,01	0,01	-0,19	-0,15	-0,11	-0,12	+2,10	+1,50	+1,10	+1,05
1,0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Примечание. n — коэффициент подрабтанности.

размер полумульды по простиранию; L_1 и L_2 — размеры полумульд по падению и восстанию соответственно;

б) горизонтальные сдвигения

$$\xi_x = 0,15\eta_{\max} S'(z_x) S(z_y) \text{— в направлении простирания;} \quad (274)$$

$$\xi_y = \eta_{\max} F(z_y) S(z_x) \text{— в направлении вкрест простирания;} \quad (275)$$

в) наклоны

$$i_x = \frac{\eta_{\max}}{L_3} S'(z_x) S(z_y) \text{— в направлении простирания;} \quad (276)$$

$$i_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} S'(z_y) S(z_x) \text{— в направлении вкрест простирания;} \quad (277)$$

г) кривизна

$$K_x = \frac{\eta_{\max}}{L_3^2} S''(z_x) S(z_y) \text{— в направлении простирания;} \quad (278)$$

$$K_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} S''(z_y) S(z_x) \text{— в направлении вкрест простирания;} \quad (279)$$

д) горизонтальные деформации

$$\epsilon_x = 0,15 \frac{\eta_{\max}}{L_3} S''(z_x) S(z_y) \text{— в направлении простирания;} \quad (280)$$

$$\epsilon_y = \frac{\eta_{\max}}{L_{1,2}} F'(z_y) S(z_x) \text{— в направлении вкрест простирания.} \quad (281)$$

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.

§ 74. РАСЧЕТ СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ СУММАРНОМ ВОЗДЕЙСТВИИ НЕСКОЛЬКИХ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК

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 (263)—(267) 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 (215) и (216) 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

$$\eta_a = \eta_{\max} (0,5 - 0,7l/H), \quad (282)$$

где η_{\max} — максимальное оседание земной поверхности над лавами, между которыми оставлен целик, определяемое по формулам (212), (215) и (216) (в тех случаях, когда значение η_{\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.

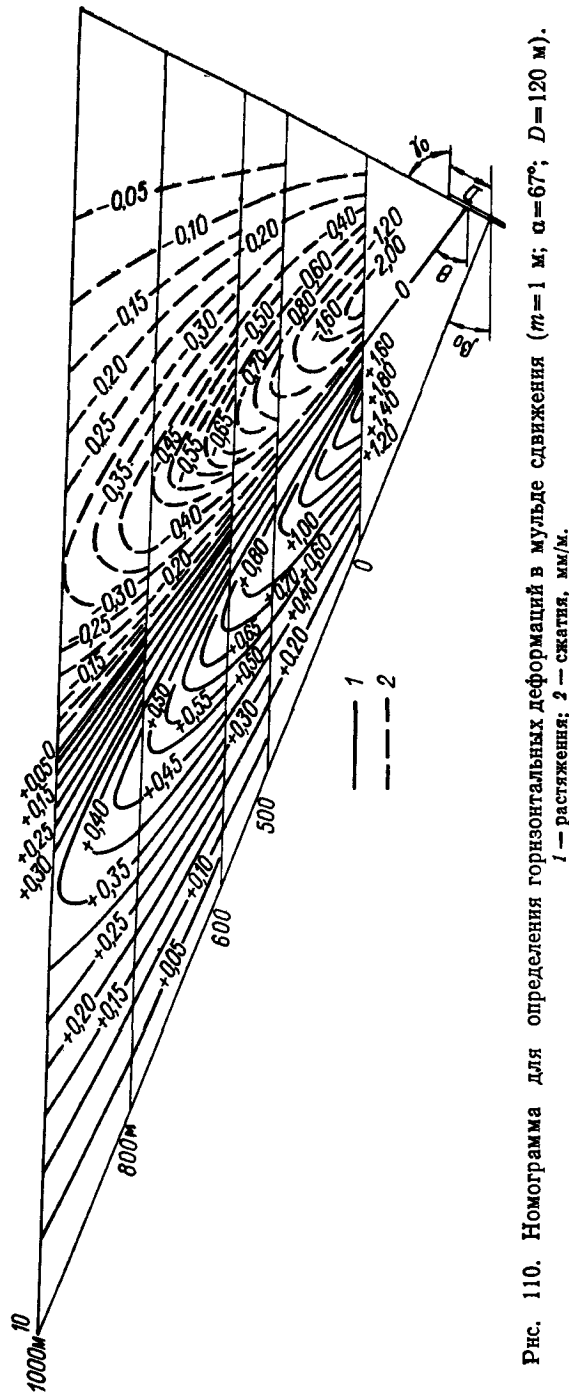


Рис. 110. Номограмма для определения горизонтальных деформаций в мульде сдвижения ($m=1$ м; $\alpha=67^\circ$; $D=120$ м).
1 — растяжения; 2 — сжатия, мм/м.

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 формулах (214), 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 (213), (215) и (216) 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. 110).

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 $\sigma=90^\circ-0,8\alpha$. 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

$$\varepsilon = C \frac{m}{H}, \quad (283)$$

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 будут равны

$$\varepsilon_{\text{сум}} = C \frac{m}{H} + C \frac{m_1}{H_1} + C \frac{m_2}{H_2} + \dots + C \frac{m_n}{H_n}; \quad (284)$$

$$\varepsilon_{\text{сум}} = \frac{C}{H} \left(m + m_1 \frac{H}{H_1} + m_2 \frac{H}{H_2} + \dots + m_n \frac{H}{H_n} \right). \quad (285)$$

С другой стороны

$$\varepsilon_{\text{сум}} = C \frac{m_{\text{усл}}}{H}, \quad (286)$$

где $m_{\text{усл}}$ — условная мощность пласта, эквивалентного по влиянию на земную поверхность рассматриваемой свиты, при залегании его на глубине H .

Поэтому

$$m_{\text{усл}} = m + m_1 \frac{H}{H_1} + m_2 \frac{H}{H_2} + \dots + m_n \frac{H}{H_n}. \quad (287)$$

Условную мощность можно вычислять относительно любого пласта свиты, но удобнее это делать относительно пласта, разрабатываемого первым.

В условиях второй группы задача по определению 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. Медянец 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:

$$\text{а) наклон } i_{\text{мах}} = (0,6 - \alpha/\rho) \frac{m_0}{H_0} N, \quad (288)$$

$$\text{б) радиус кривизны } R_{\text{кр}} = 3K_0 \sqrt{K_0} / N; \quad (289)$$

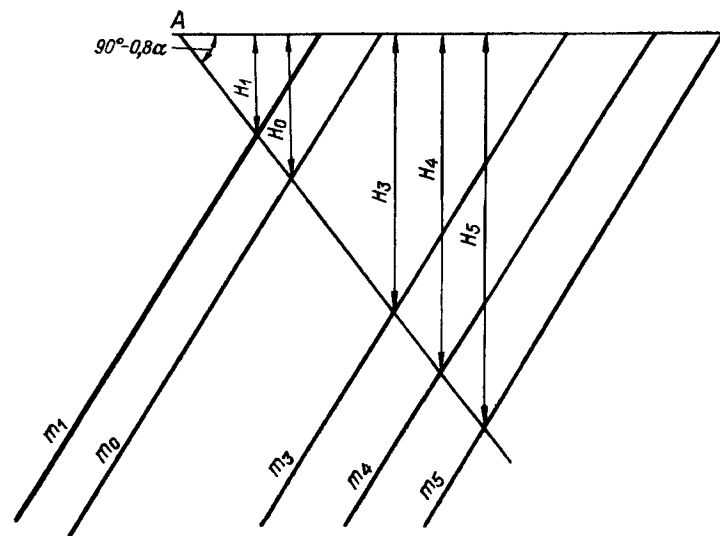


Рис. 111. Схема к определению деформаций земной поверхности в точке А по упрощенной методике.

в) относительное растяжение и сжатие

$$\varepsilon_{\text{о.с}} = \varepsilon_{\text{о.р}} = \frac{(0,6 + 0,9\alpha/\rho) \cos \alpha m_0}{H_0} N, \quad (290)$$

г

$$N = 1 + b \left(\frac{K_0}{K_1} + \frac{K_0}{K_2} + \dots + \frac{K_0}{K_n} \right), \quad (291)$$

$b = 0,5$ и при двух пластах, $b = 0,4$ при трех пластах, $b = 0,3$ при четырех и более пластах;

$$K_0 = H_0/m_0; K_1 = H_1/m_1; K_2 = H_2/m_2; \dots K_n = H_n/m_n; \quad (292)$$

$m_0, m_1, m_2, \dots, m_n$ — мощность пластов; $H_0, H_1, H_2, \dots, H_n$ — глубина залегания пластов в точках пересечения их на разрезе крест простирания (рис. 111) с линией, проведенной от точки (гр ницы) площадки под углом $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$ в сторону восстания пластов (линией максимального влияния).

При разработке свит пластов крутого падения формулу (291) для определения коэффициента N можно записать в следующем виде:

$$N = 1 + b_1 \frac{K_0}{K_1} + b_2 \frac{K_0}{K_2} + \dots + b_n \frac{K_0}{K_n}, \quad (293)$$

где b_1, b_2, \dots, b_n — коэффициенты, учитывающие степень наложения однозначных деформаций в зависимости от угла падения

Таблица 16

Значения коэффициентов b

α , градусы	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

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. 16.

В последние годы широкое распространение стали получать вероятностные методы определения сдвижений и деформаций земной поверхности.

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 [101] 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:

$$\epsilon_{\beta} = A \left[\frac{m_1}{H_1} + K_{2e} \frac{m_2}{H_2} + \dots + K_{ne} \frac{m_n}{H_n} + \sqrt{\sigma_{2e}^2 \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \sigma_{ne}^2 \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2} \right]; \quad (294)$$

$$K_{\beta} = B \left[\frac{m_1}{H_1^2} + K_{2k} \frac{m_2}{H_2^2} + \dots + K_{nk} \frac{m_n}{H_n^2} + \sqrt{\sigma_{2k}^2 \left(\frac{m_2}{H_2^2} \right)^2 + \dots + \sigma_{nk}^2 \left(\frac{m_n}{H_n^2} \right)^2} \right]; \quad (295)$$

$$i_{\beta} = C \left[\frac{m_1}{H_1} + K_{2i} \frac{m_2}{H_2} + \dots + K_{ni} \frac{m_n}{H_n} + \sqrt{\sigma_{2i}^2 \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \sigma_{ni}^2 \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2} \right]. \quad (296)$$

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 $\sigma = 90^\circ - 0,8\alpha$; $K_{2e}, \dots, K_{ne}, \dots, K_{2k}, \dots, K_{nk}, \dots, K_{2i}, \dots, K_{ni}$ — коэффициенты, зависящие от положения и размеров зоны варьирования границ выработок во втором, третьем и т. д. пластах; $\sigma_{2e}, \dots, \sigma_{ne}, \sigma_{2k}, \dots, \sigma_{nk}, \sigma_{2i}, \dots, \sigma_{ni}$ — дисперсии горизонтальных деформаций, кривизны и наклонов, зависящие от тех же факторов.

При укрупненных расчетах и в тех случаях, когда неизвестны коэффициенты K_e, K_k, K_i и дисперсии σ_e, σ_k и σ_i , определение вероятных значений сдвижений и деформаций производится по несколько упрощенным формулам.

1. Оседание

$$\eta_{\beta} = 0,9 (m_1 + m_2 + \dots + m_n) \cos \alpha. \quad (297)$$

2. Наклоны

$$i_{\beta} = \pm C \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2}. \quad (298)$$

3. Кривизна

$$K_{\beta} = B \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1^2} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2^2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n^2} \right)^2}. \quad (299)$$

4. Горизонтальные сдвижения

а) вкрест простирания

$$\xi_{\beta} = \pm (0,3 + \operatorname{tg} \alpha) \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}, \quad (300)$$

б) по простиранию

$$\xi_{\beta} = \pm 0,3 \cos \alpha \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}. \quad (301)$$

5. Горизонтальные деформации

а) вкрест простирания

$$\epsilon_{\beta} = A \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1} \right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2} \right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n} \right)^2}; \quad (302)$$

б) по простиранию

$$\varepsilon_{\beta} = \pm 0,7 \cos^2 \alpha \sqrt{\left(\frac{m_1}{H_1}\right)^2 + \left(\frac{m_2}{H_2}\right)^2 + \dots + \left(\frac{m_n}{H_n}\right)^2}. \quad (303)$$

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.

§ 75. ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СВИТ КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ И ЖИЛ

Расчет деформаций земной поверхности при разработке свит крутопадающих пластов состоит из двух этапов. На первом этапе производят расчет сглаженных графиков деформаций по формулам (263) — (267), 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

$$h_{o.y} = 10cl_z (\alpha/\rho - 0,6)^2, \quad (304)$$

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 (264); α — угол падения пластов в градусах; ρ — радиан (57°); c — коэффициент, учитывающий влияние свойств горных пород на развитие уступов ($c = 2,15 \div 0,27 f$, но не менее 0,3 и не более 1); f — средневзвешенный коэффициент крепости пород толщи по шкале М. М. Протодряконова, определяемый по данным испытаний пород или соответствующим таблицам.

Наклоны i_y и кривизну K_y участков между уступами находят из выражений:

$$i_y = 0,75 \frac{ci_z}{\cos^2 \alpha} \quad (\text{но не менее } i_z); \quad (305)$$

$$K_y = 5\Delta i_y/l, \quad (306)$$

Таблица 17

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		

где Δi_y — разность наклона участков, прилегающих к уступу.

При отсутствии календарных планов развития горных работ максимальную высоту уступа вычисляют по формуле

$$h_{o.y} = 3cl \frac{m_0}{H_0} N (\alpha/\rho - 0,65), \quad (307)$$

где m_0 и H_0 — мощность и глубина пласта, имеющего наименьшую кратность; N — коэффициент совместного влияния свиты пластов.

В формуле (304) 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. 17 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 .

Значения α_c , приведенные в табл. 17, 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 (304) запишется:

$$h_{o.y} = 10li_z \sin^2 (\alpha - \alpha_c). \quad (308)$$

При отсутствии календарных планов развития горных работ в формуле (308) вместо i_z следует принимать $i_{\max} = (1,6 - \alpha/\rho) \times N m_0/H_0$, т. е.

$$h_{o.y} = 10l (1,6 - \alpha/\rho) \frac{m_0}{H_0} N \sin^2 (\alpha - \alpha_c). \quad (309)$$

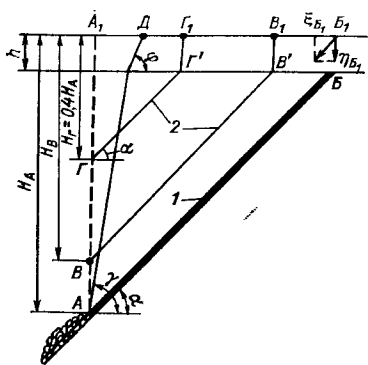


Рис. 112. Схема к расчету сдвижений, вызванных подвижками пород по напластованию.
1 — разрабатываемый пласт; 2 — поверхности ослабления в вышележащей толще пород.

Для определения l необходимо наметить точки на разрезе вкрест простирания пластов, где следует ожидать появления 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 уступы образуются в тех местах, где они наметились при первых подработках. Поэтому перед повторными подработками целесообразно исследовать подработываемый 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.

При достаточно крутых углах наклона пластов, как отмечалось выше, возникают сдвижения пород по напластованию. Методика расчета сдвижений породного массива и земной поверхности, вызванных подвижками пород по контактам напластований в направлении падения, разработана И. А. Петуховым и изложена в работе [108].

Сдвигения по напластованию (поддающиеся расчету по указанной методике) возникают в области, ограниченной на разрезе вкрест простирания выходом разрабатываемого пласта под наносы и проекцией верхней границы горных работ на земную

Таблица 18

Значения предельных углов $\alpha_{пр}$, градус

Мощность пласта m , м	Коэффициент крепости f			
	<2	2—3,9	4—7	>7
<4	55	60	62	63
≥ 4	50	55	60	63

поверхность (участок AB на рис. 112), при следующих условиях:

$$\alpha_{пр} \geq \alpha > \varphi', \quad H_A < K_B \sqrt[3]{d_1(h+h_m)n}, \\ \eta_{max} > 250 \text{ мм},$$

где φ — угол внутреннего трения пород по наиболее слабым контактам, определяемый опытным путем (при отсутствии опытных данных его принимают приблизительно равным 13°); $\alpha_{пр}$ — предельный угол, при котором возникают опасные сдвигения лежачего бока, определяемый по табл. 18 в зависимости от коэффициента крепости пород f и вынимаемой мощности пласта m ; H — расстояние по вертикали от земной поверхности до верхней границы первого горизонта разрабатываемого пласта; K — коэффициент, определяемый по табл. 19 в зависимости от угла падения пласта; h — мощность наносов; h_m — мощность горизонтально залегающих ($\alpha \leq 5^\circ$) мезозойских отложений при разработке угольных пластов палеозойского возраста; если суммарная мощность ($h+h_m$) менее 5 м или более 20 м, то она принимается равной 20 м; d_1 — расстояние от верхней границы мульды сдвижения до выхода пласта под наносы.

Таблица 19

Значения коэффициента K_B для определения условий возникновения сдвижений пород по напластованию

α , градус	K_B	α , градус	K_B
14	3,2	40	15,0
20	6,6	45	17,2
25	9,0	50	19,7
30	11,2	55	22,6
35	13,1	60	26,0

§ 76. РАСЧЕТ СДВИЖЕНИЯ И ДЕФОРМАЦИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД

Единой методики расчета сдвижений толщи горных пород в настоящее время нет. Существующие методы разработаны в основном применительно к конкретным практическим задачам. Так, при выборе мер охраны вертикальных шахтных стволов главное внимание уделяют расчетам растяжений и сжатий горных пород в вертикальном направлении и определению искривления стволов, а при проектировании горных работ вблизи водных объектов — расчетам горизонтальных деформаций и определению зоны и размеров секущих трещин. Вместе с тем во многих методах имеются общие приемы и исходные принципы. В большинстве методов принято, что в толще горных пород слои перемещаются и деформируются над выработанным пространством (выше зоны обрушения) по тем же законам, что и на земной поверхности. При таком допущении расчет сдвижений по нормали к напластованию производят в каждом слое примерно так же, как на земной поверхности: вначале определяют границы влияния горных работ и положение точек с максимальными сдвигами, т. е. размеры и местоположение полумульды, затем рассчитывают максимальное сдвижение [формулы (236), (239) и (240)] и сдвижение в точках мульды [формулы (263)—(267)]. Ось Ox при таком расчете направлена вдоль слоя. Изменение наклона и изгиб слоя определяют как производные от кривой нормальных сдвижений.

Основные трудности при расчете сдвижений по изложенной методике состоят в определении границ области влияния горных работ. Иногда эту область ошибочно оконтуривают линиями, проведенными от границ горных работ под углами сдвига или граничными углами, забывая, что указанные условные линии служат только для определения границ мульды сдвига на земной поверхности. В толще пород граница влияния горных работ имеет сложное очертание и пересекает разрабатываемый пласт не у границы выработанного пространства, а в некотором удалении от нее. В первом приближении область влияния горных работ (над выработанным пространством) можно оконтурить прямыми линиями, соединяющими границы мульды сдвига на земной поверхности с границами зон опорного давления, расположенной в плоскости пласта. Вопросы определения размеров зон опорного давления в плоскости пласта рассмотрены в § 56 гл. 10.

Расчет сдвижений и деформаций вдоль слоев представляет собой сложную и пока еще не всегда разрешимую задачу, так как для этих расчетов необходимо знать мощность пачек слоев, прогибающихся без расслоений (т. е. деформирующихся при обработке как одно целое, без сдвигов одной части относи-

тельно другой по поверхностям напластований и контактам), и положение нейтральной линии в каждой из этих пачек. Наиболее надежно указанные данные могут быть определены путем натуральных наблюдений в толще пород на рассматриваемом или соседнем участке, но эти наблюдения весьма трудоемки и их проводят редко. Чаще приходится пользоваться результатами имеющихся наблюдений в других районах со сравнительно подобными условиями или аналитическими методами. Рассмотрим некоторые из этих методов.

Для решения задач по управлению горным давлением при очистной выемке полезных ископаемых проф. С. Т. Кузнецовым разработаны методические положения по прогнозу расслаиваемости пород кровли на основе геологоразведочных данных [83]. В основе этих положений лежит посылка, что для прогнозирования расслаиваемости пород кровли угольного пласта необходимо знать места расположения всех ослабленных контактов (наличие на контактах породных слоев зеркал скольжения, углистых прослоев, растительных остатков) и прочностные характеристики контактов — сцепление C , угол внутреннего трения ρ и предел прочности при разрыве в направлении, перпендикулярном к контакту $[\sigma_{p\perp}]$; условием расслоения при сдвиге на межслоевых контактах является

$$\tau_{xy} \geq C + \sigma_y \operatorname{tg} \rho. \quad (310)$$

Условие предельного состояния при отрыве записывается в виде

$$\sigma = [\sigma_{p\perp}], \quad (311)$$

τ_{xy} — тангенциальная составляющая действующих напряжений в плоскости контакта; σ_y — нормальная составляющая действующих напряжений; σ — растягивающие напряжения на площадках ослабленных контактов.

При отсутствии детального геологического разреза, позволяющего наметить места расположения ослабленных контактов, для приближенного определения толщины слоев Δh , м, на которые расслаивается подработанная толща горных пород междупластья ΔH , В. Н. Земисевым предложена следующая формула:

$$\Delta h_{cp} = 0,16 \eta_{\max}^2 (i_m^2 \Delta H), \quad (312)$$

где η_{\max} — максимальное оседание слоя; i_m — максимальный наклон; ΔH — расстояние по нормали от пласта до рассматриваемого слоя.

Из предположения деформирования слоев пород как балок по формулам сопротивления материалов толщины слоев пород могут быть определены по формулам

$$h_3 = \sqrt{\frac{2}{3} \cdot \frac{R_3 \tau_{\max} l}{E}} \quad (313)$$

$$h_c = \sqrt{2 \cdot \frac{R_c \tau_{\max} l}{E}}, \quad (314)$$

где R_3 и R_c — соответственно радиусы кривизны балок с заземленными концами и свободно лежащих на двух опорах; τ_{\max} — максимальные касательные напряжения в наиболее опасном сечении балки; l — длина балки.

Инструментальными наблюдениями установлена [131] зависимость радиуса кривизны подрабатываемого слоя от мощности разрабатываемого пласта m и расстояния от него по нормали ΔH :

$$\frac{1}{R} = 5 \frac{m}{\Delta H^2}. \quad (315)$$

Таким образом, мощности слоев, на которые разбивается массив горных пород при подработке, можно определить по формулам

$$h_3 = 0,36 \Delta H \sqrt{\frac{\tau_{\max} l}{Em}} \quad (316)$$

$$h_c = 0,64 \Delta H \sqrt{\frac{\tau_{\max} l}{Em}}. \quad (317)$$

Подставив значения τ_{\max} , l , E и m для типовых условий разработки угольных пластов, нетрудно убедиться, что значения h_3 колеблются в пределах от $0,03 \Delta H$ до $0,08 \Delta H$, а значения h_c — от $0,13 \Delta H$ до $0,20 \Delta H$. Так, пределы прочности угля (наиболее слабого прослойка в массиве горных пород) на сдвиг составляют [99] в среднем для углей IV и V степени нарушенности $2,1$ кгс/см², III степени — $6,8$ кгс/см², I и II степени — $9,9$ кгс/см². Соответственно модули упругости равны: $1,5 \cdot 10^4$, $2,6 \cdot 10^4$ и $2,8 \cdot 10^4$ кгс/см². При этих значениях τ_{\max} и E и при $l=100$ м и $m=1$ значения h_3 получаются равными $0,04 \Delta H$ для углей IV и V степени, $0,06 \Delta H$ для углей III степени нарушенности и $0,07 \Delta H$ для углей I и II степени нарушенности. Как видно из результатов приведенного расчета, мощности слоев, на которые разбивается массив горных пород при подработке, получаются примерно такими же, как и по изложенному выше методу В. Н. Земисева, но формулы (316) и (317) позволяют определять мощности слоев более дифференцированно, с учетом основных влияющих факторов.

Основное отличие по условиям работы слоев, расположенных в массиве горных пород, от слоев, прилегающих к поверхности (наносов), состоит в том, что первые можно приравнять к балкам, заземленным по концам, а вторые — к балкам, свободно лежащим на опорах. Поэтому при прочих равных условиях относительная (в долях от ΔH) мощность приповерхностных слоев получается в 2 раза больше соответствующей мощности слоев, расположенных в массиве. Но поскольку отношение τ_{\max}/E для наносов, как правило, в 2—3 раза больше, чем для коренных пород, относительные мощности приповерхностных слоев обычно больше относительных мощностей слоев в массиве в тех же районах примерно в 3 раза. Следовательно, определив инструментальными наблюдениями на земной поверхности мощность поверхностного слоя, можно с достаточной для инженерных расчетов точностью рассчитать средние мощности слоев в коренных породах при данных горно-геологических условиях и геометрических параметрах.

При наличии литологического разреза границы слоев, полученные расчетным путем, наносятся на разрез и сопоставляются с имеющимися в толще пород слабыми прослойками или контактами между слоями. Сдвиг пород следует ожидать по поверхностям ослабления, ближайшим к расчетным границам слоев.

Сдвиги и деформация горных пород с учетом их послыдного прогиба в условиях пологого залегания пластов В. Н. Земисев предлагает определять по следующим формулам [46].

$$\eta_{x,y} = \frac{k\eta_0}{2} \left[\Phi \left(\frac{D_1 - x + h}{\sqrt{yh}} \right) + \Phi \left(\frac{D_1 + x + h}{\sqrt{yh}} \right) \right]; \quad (318)$$

$$\epsilon_{x,y} = \frac{k\eta_0}{4} \left\{ \left[\Phi \left(\frac{D_1 - x + y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) + \Phi \left(\frac{D_1 + x - y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) \right] - \left[\Phi \left(\frac{D_1 - x - y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) + \Phi \left(\frac{D_1 + x + y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) \right] \right\}; \quad (319)$$

$$i_{x,y} = \frac{k\eta_0}{2\sqrt{yh}} \left[\Phi' \left(\frac{D_1 + x + h}{\sqrt{yh}} \right) - \Phi' \left(\frac{D_1 - x + h}{\sqrt{yh}} \right) \right]; \quad (320)$$

$$Kp_{x,y} = \frac{k\eta_0}{2yh} \left[\Phi'' \left(\frac{D_1 + x + h}{\sqrt{yh}} \right) + \Phi'' \left(\frac{D_1 - x + h}{\sqrt{yh}} \right) \right]; \quad (321)$$

$$\epsilon_{x,y} = \frac{k\eta_0}{4\sqrt{yh}} \left\{ \left[\Phi' \left(\frac{D_1 + x - y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) - \Phi' \left(\frac{D_1 - x + y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) \right] - \left[\Phi' \left(\frac{D_1 + x + y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) - \Phi' \left(\frac{D_1 - x - y_1 + h}{\sqrt{yh}} \right) \right] \right\}; \quad (322)$$

где $k\eta_0$ — максимальное оседание слоя пород над зоной обрушения; (коэффициент k определяют опытным путем, при отсутствии опытных данных его принимают равным единице); h — средняя мощность слоев в толще, деформирующихся без расслоений; y — расстояние от верхней границы зоны обрушения до рассматриваемого слоя; y_1 — расстояние от нейтральной линии слоя до рассматриваемой точки этого же слоя; D_1+h — расчетный размер выработки, который вычисляют из выражения:

$$D_1+h = D_0 - [(D_0 - a)H] y; \quad (323)$$

D_0 — расстояние в плоскости пласта от середины выработки до точки перегиба первого слоя над зоной обрушения:

$$D_0 = D - l/2; \quad (324)$$

$2D$ — размер выработанного пространства; l — шаг посадки слоев основной кровли над зоной обрушения; a — расстояние в плоскости пласта от точки перегиба мульды сдвижения на земной поверхности до середины выработки.

При неизвестном l значение D_1+h можно принимать равным a .

Размеры сдвигов смежных слоев на контактах могут быть определены по формуле

$$\lambda_{x,y} = \frac{k\eta_0}{4} \left\{ \left[\Phi \left(\frac{D_1 - x + 2h}{\sqrt{yh}} \right) + \Phi \left(\frac{D_1 + x}{\sqrt{yh}} \right) \right] - \left[\Phi \left(\frac{D_1 - x}{\sqrt{yh}} \right) + \Phi \left(\frac{D_1 + x + 2h}{\sqrt{yh}} \right) \right] \right\}. \quad (325)$$

Значения сдвижений и деформаций вдоль слоев для решения ряда практических задач можно приближенно находить из более простых выражений

$$\xi_{x,y} = \frac{y_1}{H} \eta_{\max} S(z); \quad (326)$$

$$\epsilon_{x,y} = \frac{y_1}{H} \cdot \frac{\eta_{\max}}{L} S'(z), \quad (327)$$

где y_1 — расстояние точки, в которой производят определение сдвижений и деформаций, от нейтральной линии пачки слоев, прогибающейся без расслоений. Нейтральная линия располагается вблизи нижнего контакта каждой из указанных пачек.

При расчетах по приведенным формулам следует помнить, что функции горизонтальных сдвижений и деформаций в массиве непрерывны только в пределах пачки слоев, прогибающихся без расслоений, т. е. формулы (319), (322), (326), (327) справедливы только в пределах этой пачки. На контактах указанных пачек непрерывность функций нарушается.

§ 77. ПРОГНОЗ ДЕФОРМАЦИЙ В УСЛОВИЯХ АНОМАЛЬНЫХ ПРОЯВЛЕНИЙ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ПОРОД

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.

Сосредоточенные деформации возникают, как правило, при разработке свит крутопадающих пластов и синклиналиных складок, при отработке мощных пластов на небольших глубинах, при ведении горных работ вблизи геологических нарушений и слабых контактов по напластованию, при наличии в толще пород полостей карстового и другого происхождения.

Особенности расчета деформаций при разработке свит крутопадающих пластов и в условиях развития подвижек по напластованию рассмотрены выше. Расчет деформаций при разработке мощных пластов на небольших глубинах не имеет практического смысла, так как в этих условиях меры защиты сооружений сводятся обычно к оставлению предохранительных целиков, для построения которых достаточно знать углы сдвижения и обрушения.

Поэтому в настоящем параграфе ограничимся рассмотрением специфики процесса сдвижения при отработке синклиналиных складок, при ведении горных работ вблизи геологических нарушений и вблизи различных полостей в толще пород.

Многочисленными наблюдениями установлено, что в местах выхода на земную поверхность (или под наносы) плоскости сместителя или осевой плоскости синклиналиной складки средних размеров характер мульды сдвижения меняется. Часто в этих местах образуются уступы и трещины. На рис. 102 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 падает, 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 параграфах.

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.

I. 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.

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. Сдвижение в условиях, когда линия, проведенная от нижней границы выработки под углом β_0 , не достигает осевой плоскости складки.

2. Сдвижение в условиях, когда линия, проведенная от середины выработки под углом θ , пересекает осевую плоскость складки или совмещается с ней.

3. Сдвижение 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 β_0 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. 102). 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 $\eta_{\max} = 0,9 t \cos \alpha$, его принимают равным η_{\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 сдвижению в точке выхода на земную поверхность (или под наносы) осевой плоскости.

Результаты расчета по изложенной методике показаны на рис. 102 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 полу мульды, в движение приходят все породы, находящиеся внутри этой складки. Этим и определяются границы мульды сдвижения.

Расчет деформаций в пределах мульды производят по методике «Руководства» [125], 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 $0,2 \eta_{\max}$.

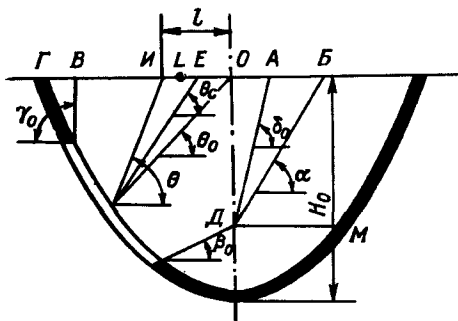


Рис. 113. Схема к расчету деформаций земной поверхности при отработке синклиналиной складки с углами падения крыльев $\alpha \geq 30^\circ$.

В «Правилах охраны сооружений...» [108] 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 меньших 30° расчет ожидаемых сдвижений и деформаций рекомендуется производить как для выдержанного залегания пород. При отработке симметричных и асимметричных нормальных синклиналиных 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 А, Б, В, Г, Е, И, Л, О, показанные на рис. 113. Точки А и В определяют границы зоны изгиба слоев со стороны нижней и верхней границ выработки, точка Б — границу зоны общего влияния очистной выработки со стороны ее нижней границы, точка Г — выход пласта на обрабатываемом крыле под наносы, точки О (или Е) и Л — местоположение максимального оседания земной поверхности от изгиба слоев по нормали к напластованию $\eta_{m_{ввр}}$ и от сдвига по напластованию пород обрабатываемого крыла $\eta_{л_{сд}}$, точка И — местоположение максимального оседания земной поверхности при выдержанном залегании пород.

Положение точки О 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 $\eta_{m_{ввр}}$ рассчитывается в точке Е, которая оп-

ределяется пересечением линии, проведенной из середины выработки под углом θ_c ; угол θ_c находится по формуле

$$\theta_c = \theta(1 - K) + K\theta_0, \quad (328)$$

где θ — угол максимального оседания при выдержанном залегании пород; K — коэффициент, зависящий от отношения l/H_0 и имеющий следующие значения:

при l/H_0	0	0,4	0,6—1,0
K	1	0,9	0,7

где l — расстояние от точки О до точки пересечения с земной поверхностью линии, проведенной под углом θ (точка И); θ_0 — угол наклона к горизонту линии, соединяющей середину очистной выработки с точкой пересечения земной поверхности осевой плоскостью складки.

Для определения положения точки А от нижней границы выработки проводится линия под углом β_0 до пересечения с осевой поверхностью складки (точка Д), затем из точки Д проводится линия под углом α_1 до пересечения с земной поверхностью.

Положение точки Б определяется пересечением линии, проведенной под углом θ из точки Д, с земной поверхностью; α_1 — угол падения пород противоположного 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 М (в точке пересечения горизонтальной линии, проходящей через точку Д, с пластом).

Точка В 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 Л располагается на расстоянии от точки О, равной 0,4 отрезка ОВ; в тех случаях, когда максимальное оседание от изгиба $\eta_{m_{ввр}}$ находится в точке Е, максимальное оседание от сдвига $\eta_{m_{сд}}$ также принимается в точке Е.

Оседания и горизонтальные сдвижения в характерных точках мульды рассчитываются по формулам, приведенным в табл. 20, при этом значения коэффициентов K_η и $K_{сд}$, а также функции $S(z)_{сд}$ принимаются в соответствии с табл. 21—23. 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 В до точек Е или Л, l — длина участка ЕГ или ЛГ.

Для построения графиков оседаний и горизонтальных сдвижений значения ожидаемых оседаний и сдвижений, отложен-

Таблица 20

Формулы для расчета сдвижений и деформаций при отработке синклиналиальных складок

Точки	Оседания, мм	Горизонтальные сдвижения, мм
O	$\eta_m = q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2}$	—
A	$\eta = q_0 m K K_{cd} \sqrt{N_2}$	$\xi = \eta \operatorname{ctg} \alpha + ih$
L	$\eta = q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2} \times$ $\times \left(0,2 + 2,2 \frac{\Delta \alpha}{180^\circ} \sin \alpha \right)$	$\xi = q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2} \times$ $\times \left(0,2 \operatorname{tg} \alpha - 2,2 \frac{\Delta \alpha}{180^\circ} \cos \alpha \right) - ih$
B	$\eta = 2,2 q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2} \cos \alpha S(z)_{cd}$	$\xi = -\eta \operatorname{ctg} \alpha - ih$
Г	$\eta = 0,55 q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2} \sin \alpha \frac{\Delta \alpha}{180^\circ}$	$\xi = -\eta \operatorname{ctg} \alpha - ih$
E	$\eta_m = q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2} \times$ $\times \left(1 + 2,2 \frac{\Delta \alpha}{180^\circ} \sin \alpha \right)$	$\xi = q_0 m K_{\eta} \sqrt{N_2} \times$ $\times \left(\operatorname{tg} \alpha - 2,2 \frac{\Delta \alpha}{180^\circ} \cos \alpha \right) - ih$
Б	0	0

Таблица 21

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

Таблица 22

Значения коэффициента K_{cd}

η_{oc}/η_m	K_{cd}	η_{oc}/η_m	K_{cd}
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 23

Значения функции $S(z)_{cd}$

z	$S(z)_{cd}$	z	$S(z)_{cd}$
0	1	0,6	0,55
0,2	0,86	0,8	0,35
0,4	0,70	1,0	0,25

ные 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:

$$i_p = i(1 + 0,3\sqrt{l/20}); \quad (329)$$

$$\epsilon_p = \epsilon(1 + 0,5\sqrt{l/20}), \quad (330)$$

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

$$h_y = \eta_o - \eta_A, \quad (331)$$

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 $\alpha \geq 30^\circ$ и для шарнирных складок. Поскольку эти методики принципиальных отличий от

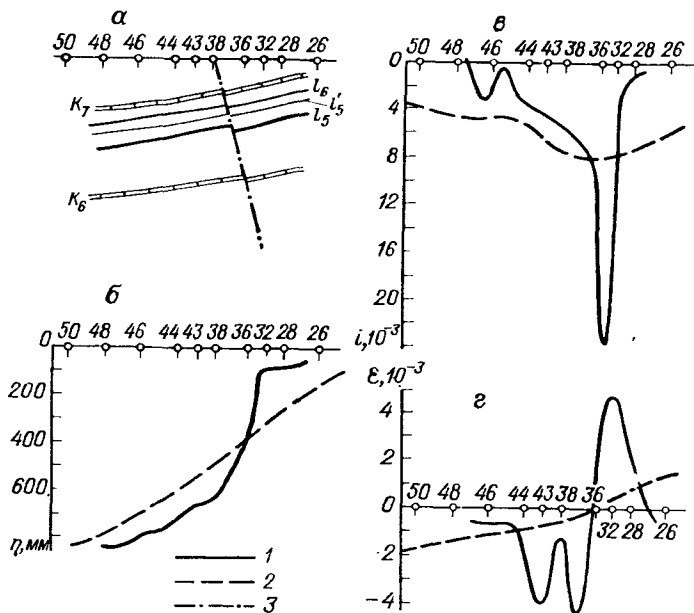


Рис. 114. Деформации земной поверхности в районе тектонического нарушения.

а — разрез вкрест простирания пласта; б — оседания; в — наклоны; г — относительные горизонтальные деформации.
 1 — фактические деформации; 2 — деформации без учета тектонического нарушения; 3 — сброс.
 l_6, l_5', l_6 — угольные пласты; K_6, K_7 — известняков.

изложенной не имеют, а по объему они весьма громоздки, в настоящей работе мы их не рассматриваем.

Концентрация деформаций часто наблюдается, как указывалось выше, в местах выхода на поверхность (или под наносы) плоскости сместителя тектонического нарушения. Здесь появляются обычно такие же деформации, как и на выходе осевой плоскости синклинали складки. На рис. 114 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.

Значения коэффициентов концентрации деформаций на выходах тектонических нарушений

Угол падения плоскости сместителя, 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

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. Поэтому значения расчетных деформаций на выходах нарушений определяются в настоящее время 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. 24.

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 пльвунов, залегающих 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.

Известны случаи, когда сдвижение горных пород над очистными выработками приводит к развитию оползневого процесса



Рис. 115. Вид мульды сдвига с наложившимися вторичными оползневыми деформациями.

на участке сдвигающейся породной толщи. Так, на Ангренском бурогольном месторождении вторичные оползневые процессы, возникающие как следствие первичных процессов сдвига пород над очистными выработками, неоднократно приводили к сдвигам и деформациям земной поверхности, значения которых на один порядок и более превышали расчетные параметры сдвига над выработками. На рис. 115 показан общий вид мульды сдвига с наложившимися вторичными оползневыми деформациями. Развитие таких вторичных процессов обычно бывает возможным при значительных наклонах земной поверхности в районе разработки и наличии в составе покрывающей породной толщи слабых обводненных слоев пород.

Глава 15. СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

§ 78. ФОРМЫ ПРОЯВЛЕНИЯ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

По мере оснащения горной промышленности новыми мощными техническими средствами все большее число месторождений обрабатывают открытым способом. Глубина открытой разработки отдельных месторождений СССР превысила 300 м. Строят и эксплуатируют карьеры, рассчитанные на глубину разработки 500 м и более. Технология открытой разработки

месторождения и параметры системы разработки в значительной мере определяются особенностями сдвижений и деформаций горных пород в каждом конкретном условиях.

Деформации пород в карьере начинаются обычно сразу же после образования открытой горной выработки и происходят практически в течение всего срока службы. Различают непрерывные и циклические процессы. К *непрерывным*, т. е. происходящим с практически постоянной скоростью, относят оседания, осыпи, суффозионные и поверхностные оплывания, к *циклическим*, т. е. идущим с переменной скоростью — оползни, обрушения и т. д. Наибольшую опасность представляют циклические процессы.

Для правильного проектирования и ведения горных работ необходимо знать формы проявления процессов сдвига и уметь прогнозировать характер их развития и возможные последствия. Необходимо также надежно определять меры и рассчитывать основные параметры (форма уступов и бортов карьеров, их высота и др.), обеспечивающие устойчивость уступов, бортов и отвалов в период разработки.

Рассмотрим основные формы проявления процессов сдвига на карьерах.

Оползень — медленное смещение масс горных пород, слагающих откос (а иногда и его основание), происходящее в виде скользящего движения между смещающимися породами и неподвижным массивом. Это наиболее распространенный и крупный вид нарушения устойчивости откосов, связанный с наличием в толще пород пластичных прослоек, слоев и слабых контактов. Оползни происходят при углах наклона, бортов и откосов уступов положе $25-35^\circ$. Активная стадия оползней протекает в течение значительного времени (от нескольких часов до месяцев). Поскольку оползни нередко вовлекают в движение значительные массы горных пород (до нескольких миллионов кубических метров), они являются часто причиной полного прекращения работ в карьерах.

Развитие оползня сопровождается обычно образованием трещин отрыва, размеры которых характеризуют глубиной их распространения, шириной раскрытия и протяженностью. По скорости развития трещин можно судить о ходе развивающейся деформации. Ее называют иногда скоростью «подвигания» отрывающегося блока.

Оползневой цикл складывается из процесса перехода массива пород, прилегающих к откосу, из равновесного в неравновесное состояние и затем в новое равновесное состояние.

Обрушение — быстрое смещение породных масс или блоков и пачек пород, слагающих откос, сопровождающееся дроблением смещающейся части массива. Поверхность отрыва обрушающихся пород, как правило, совпадает с различного рода

Классификация деформаций (по А. М. Демнину [39])

Класс	Характеристика вида	Индекс вида
А-I — выдавливание	Тип А	
	Зона разрушения (з. р) выходит в откос выше подошвы уступа	А-I-а
	З. р небольшой мощности ($m < 0,1h$) располагается в подошве уступа	А-I-б
А-II — оплывание	З. р большой мощности ($m > 0,1h$) располагается в подошве уступа	А-I-в
	З. р выходит в откос выше подошвы уступа	А-II-а
	З. р располагается в кровле водоупорного слоя (суффозийное оплывание)	А-II-б
Б-III — контактные оползни, связанные с выходом поверхности ослабления (п. о) на верхнюю площадку уступа	З. р находится в подошве уступа	А-II-в
	Тип Б	
	П. о выходит только на верхнюю площадку уступа	Б-III-а
Б-IV — контурные оползни, связанные с выходом п. о в откос или с ее расположением в подошве уступа	П. о выходит на верхнюю площадку и в откос уступа	Б-III-б
	П. о выходит на верхнюю площадку и располагается в подошве уступа	Б-III-в
	П. о выходит в откос уступа выше его нижней бровки	Б-IV-а
Б-V — оползни	П. о выходит в откос уступа в его нижней бровке	Б-IV-б
	П. о располагается в подошве уступа	Б-IV-в
	Тип В	
Г-VI — неглубокие (поверхностные) деформации	Поверхность разрушения (п. р) выходит в откос выше нижней бровки уступа	Б-V-а
	П. р выходит в откос вблизи нижней бровки уступа	Б-V-б
	П. р захватывает подошву уступа	Б-V-в
Г-VI — неглубокие (поверхностные) деформации	Тип Г	
	Оседание пород отвала и подошвы	Г-VI-а
	Осыпание пород уступа	Г-VI-б
	Оплывание пород отвала	Г-VI-в

Примечание. m — мощность зоны разрушения; h — высота уступа или яруса отвала.

структурными ослаблениями массива и имеет наклон, превышающий угол внутреннего трения. Поэтому после преодоления сил сцепления оторвавшийся массив не может удержаться на этой поверхности силами трения и перемещается вниз к подошве откоса. Активная стадия обрушения протекает практически мгновенно, что представляет большую опасность для людей и механизмов, работающих на нижележащих уступах. Обрушения возникают при углах откосов, превышающих 25—35° и захватывают иногда значительные части массивов горных пород.

Оплывина — перемещение в виде потока насыщенных водой до текучего состояния некоторых разновидностей песчано-глинистых пород нарушенной структуры (пылеватых песков и глин, лёссовидных суглинков, и лёссов) которые растекаются по площадкам уступов под углом 4—6° и менее. Оплывины захватывают значительные объемы пород, развиваются весьма интенсивно, часто приобретая катастрофический характер.

Осыпь — разрушение и смещение приповерхностной части крутых откосов. Осыпи формируются в течение значительного периода времени (нескольких лет) и характерны для всех типов горных пород. Они вызывают выполаживание общего угла наклона борта карьера за счет уменьшения площадок уступов. Известны случаи, когда осыпи являлись источниками образования более крупных нарушений устойчивости: оползней, оплывин и др.

Просадка — неравномерное вертикальное опускание площадок уступов и поверхности отвалов, сложенных высокопористыми рыхлыми породами естественной и нарушенной структуры под влиянием собственного веса, внешних пригрузок, увлажнения атмосферными осадками, динамических нагрузок и т. п.

При просадках, как правило, не образуется сплошной поверхности скольжения. Обычно это наименее опасный вид нарушения устойчивости, однако в определенных условиях он может служить причиной серьезных нарушений режима работы, аварий и травм.

Фильтрационные деформации, вызываемые подземными водами, разделяют на оплывание, выпор, механическую суффозию и фильтрационный вынос вдоль трещин. Оплывание связано с переносом и переотложением грунтовых частиц подземными водами, вытекающими на откос в пределах участка их высачивания. Наибольшее развитие этот процесс получает в песчаных грунтах.

Фильтрационный выпор — это нарушение устойчивости частично подтопленных песчаных откосов, при котором приходит в движение некоторый его объем. Выпор происходит под влиянием сил тяжести и гидродинамического давления. Механиче-

ка суффозия — это вынос мелких частиц из массива горных пород под влиянием гидродинамических сил. Фильтрационный вынос вдоль трещин носит эрозионный характер и развивается в слабосцементированных породах с характерной естественной трещиноватостью.

Для систематизации форм проявления процессов сдвижения на карьерах и отвалах было предложено несколько различных классификаций, одна из которых, разработанная докт. техн. наук А. М. Демным [39], приведена в табл. 25. В качестве основного классификационного признака принято наличие и расположение относительно контура выработки поверхности или зоны разрушения в приоткосном массиве, поскольку анализом случаев нарушений устойчивости открытых горных работ и отвалов установлено, что именно эти поверхности в зоны играют главную роль в развитии указанных нарушений. Приведенная классификация обеспечивает возможность типизации схем расчета устойчивости и облегчает прогнозирование наиболее вероятных видов деформаций.

К типу А отнесены деформации, которые происходят в условиях, характеризующихся отсутствием поверхности разрушения. Тип А разделен на два класса: А-I — выдавливание, А-II — оплывание. Каждый из этих классов подразделяется на виды в зависимости от расположения зон пониженной прочности, в которых развиваются деформации. Зоны пониженной прочности могут располагаться в подошве уступа, выходить в откос выше подошвы или находиться в кровле водоупорного слоя, что в карьерах предопределяется горно-геологическими условиями, а в отвалах — условиями их отсыпки. Главными причинами этого типа деформаций являются превышения несущей способности пород, располагающихся в нижней зоне или в подошве отвала, а также подъем уровня подземных вод в приоткосной зоне.

Деформации, отнесенные к типу Б, приурочены обычно к таким поверхностям ослабления (потенциального разрушения), как тектонические нарушения, трещины, контакты слоев и слабые пропластки. Эти деформации носят название контактных оползней, при этом часть их связана с выходом поверхности ослабления на верхнюю площадку уступа (класс Б-III), часть — с выходом поверхности ослабления в откос или с ее расположением в подошве уступа. Поверхности разрушения при этом типе деформаций в карьерах предопределены условиями залегания пород, а в отвалах формируются в процессе их отсыпки. Главной причиной деформаций типа Б является наличие поверхности ослабления в приоткосной зоне.

Поверхность разрушения при появлении деформаций типа В предопределяется не условиями залегания пород, а внешней нагрузкой на верхнюю площадку уступа и углами наклона откосов. Так, при пологих углах наклона поверхность разрушения выходит в откос вблизи нижней бровки уступа, а при крутых захватывает подошву уступа. Главной причиной этого типа деформаций является динамическая нагрузка от горнотранспортного оборудования.

Деформации типа Г протекают при отсутствии как поверхности, так и зоны разрушения. Главными причинами деформаций типа Г являются уплотнение пород в отвале, выветривание или увлажнение пород в приповерхностной зоне. Деформации этого типа неглубокие и проявляются вблизи верхней площадки и откоса уступа в виде оседаний, осыпаний и оплываний.

§ 79. НАБЛЮДЕНИЯ ЗА СДВИЖЕНИЕМ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

Эффективность и безопасность разработки месторождений открытым способом в значительной мере зависят от надежности исходных данных, принятых при проектировании

карьеров и используемых в период их строительства и эксплуатации.

Поскольку на характеристики процессов сдвижения горных пород влияют многие факторы, не все из которых бывают достаточно хорошо изучены к началу строительства и эксплуатации месторождений, работы в карьерах ведут, как правило, под контролем инструментальных и визуальных наблюдений. По результатам этих наблюдений корректируют параметры карьеров и разрабатывают противодеформационные мероприятия.

Согласно «Инструкции по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости» [52] при открытом способе отработки месторождений необходимо выполнять следующий комплекс работ (или часть его):

а) проводить систематические глазомерные наблюдения за состоянием откосов в карьере и на отвалах;

б) изучать геологические и гидрогеологические условия месторождения условия залегания породных слоев, структуру массива полезного ископаемого, налегающих и вмещающих пород, пород основания отвалов;

в) выявлять зоны и участки возможного проявления разрушающих деформаций откосов на карьерах и организовывать на этих участках стационарные инструментальные наблюдения;

г) проводить инструментальные наблюдения за деформациями бортов уступов и откосов отвалов;

д) изучать возникающие нарушения устойчивости, устанавливать их характер, степень опасности и причины возникновения, документировать их;

е) составлять проекты искусственного укрепления ослабленных зон и участков, контрфорсов, пригрузок откосов, специальной технологии горных работ и других мероприятий по борьбе с разрушениями откосов на карьерах;

ж) осуществлять систематический контроль за состоянием противодеформационных сооружений и выполнением мероприятий, предотвращающих развитие нарушений устойчивости откосов;

з) следить за соблюдением проектных параметров откосов уступов, отвалов и бортов карьеров, корректировать углы откосов рабочих уступов и отдельных участков рабочих бортов.

Методика закладки наблюдательных станций и проведения наблюдений на них определяется поставленными задачами и условиями разработки месторождения.

Для проведения инструментальных наблюдений за деформациями бортов карьеров и откосов отвалов закладывают специальные наблюдательные станции, состоящие, как правило, из нескольких профильных линий грунтовых реперов. Наблюдения

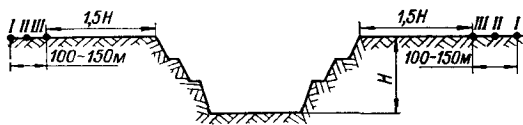


Рис. 116. Схема к определению размеров профильной линии для наблюдений за деформациями бортов карьеров.

на этих станциях должны начинаться одновременно с началом развития вскрышных работ на карьере.

Наблюдательные станции закладывают по проектам, содержащим план станции в масштабе 1:1000 или 1:2000, краткую пояснительную записку и соответствующие геологические карты и разрезы. Реперы наблюдательной станции располагают по линиям, перпендикулярным к простиранию борта карьера в предельном положении. Крайние пункты профильной линии закладывают вне зоны деформаций, возникающих при углубке карьера до проектной глубины. Обычно линии располагают по всему карьеру (через оба противоположные борта и дно карьера), а при большой глубине карьера их закладывают на каждом борту карьера самостоятельно.

Профильная линия состоит из опорных и рабочих реперов. Опорные реперы должны находиться вне зоны деформаций в количестве не менее двух на каждой стороне. Расстояние между опорными реперами принимают 20 м и более.

Рабочие реперы закладывают по линиям, примыкающим к карьерам и на площадках (бермах) уступов или ярусов отвала. Длина линий на земной поверхности должна быть не менее $1,5H$, где H — глубина карьера (рис. 116). Расстояния между реперами на этих линиях в зависимости от их удаления от верхней бровки борта карьера должны быть следующими:

а) на участке призмы возможного оползания (обрушения) — от 5 до 15 м;

б) с удалением от верхней бровки карьера — от 15 до 30 м.

На каждой площадке уступа закладывают не менее двух реперов: один вблизи бровки уступа, другой у подошвы вышележащего уступа.

Исходные реперы, к которым производят привязку опорных реперов всех линий, должны быть в местах, обеспечивающих неизменность их положения в течение всего времени производства наблюдений, т. е. вне зоны влияния горных работ и за пределами зоны возможного оседания земной поверхности от снижения уровня подземных вод при дренаже карьерного поля.

Инструментальные наблюдения и их обработка состоят в основном из тех же операций, что и при подземной разработке месторождений, но при этом особое внимание обращают на направление и скорости смещения реперов, на характер,

протяженность и ширину трещин на земной поверхности и бермах уступов.

Частоту наблюдений устанавливают в зависимости от интенсивности процесса сдвижения и решаемых задач. Она колеблется от пяти-десяти дней до одного года. В отдельных случаях (при наблюдениях за активными оползнями со скоростями смещения 10 мм/сут и более) наблюдения проводят ежедневно и даже несколько раз в сутки (при скоростях, близких к критическим, т. е. предшествующих срыву оползня).

На участках, где визуальным обследованием обнаружены признаки формирующихся нарушений устойчивости откосов, часто производят упрощенные маркшейдерские наблюдения. С этой целью закладывают временные наблюдательные станции, состоящие из обычных деревянных кольев и металлических стержней, забиваемых в грунт.

Для наблюдения за раскрытием трещин закладывают парные реперы (по обе стороны от трещины), представляющие собой колья или стойки с закрепленными на них телескопическими оцифрованными рейками, мерными лентами или проволоками.

Упрощенные наблюдения за осыпанием породы состоят в измерении расстояний от осыпи до реперов, закладываемых горизонтально по откосу выше уровня осыпи с интервалом 1 м, и расстояний от поверхности откоса до рейки, соединяющей головки указанных реперов. На участках между соседними реперами производят измерение углов откоса.

Для наблюдения за большими оползнями и определения их развития во времени и пространстве применяют метод наземной стереофотограмметрической съемки. Этот метод позволяет охватить наблюдениями недоступные и опасные места уступов и бортов карьеров, оперативно и в большом объеме получать необходимую информацию о состоянии карьеров. Он менее трудоемок, чем традиционные маркшейдерские наблюдения, и исключает необходимость построения наблюдательных станций, что весьма важно при съемке крутых откосов, уступов, а также рабочих площадок, существующих непродолжительное время.

В последние годы для наблюдений за деформациями крупных карьеров и их геометризации начинают применять аэрофотограмметрические методы съемок, которые позволяют быстро фиксировать состояние больших объектов (площадью 3—6 км²) и проводить наблюдения независимо от производства горных работ в карьерах и на отвалах. При этом методе практически отсутствуют «мертвые зоны», встречающиеся при наземной фотограмметрической съемке, и отпадает необходимость в трудоемких работах по устройству базисов для установки фототодолитов. Оборудование, применяемое при аэрофотограмметри-

ческой съемке карьеров, методика съемки и обработки результатов, а также оценка ее точности приведены в работе [49].

Все чаще для изучения оползневых явлений на карьерах начинают применять геофизические методы, особенно сейсмические и электрометрические. В Московском горном институте [93] разработана высокоточная аппаратура, реализующая принципиально новые способы контроля устойчивости массивов на основе неразрушающих натуральных испытаний, при которых оценка устойчивости производится по реакции массива на различные дестабилизирующие воздействия. Оперативный контроль степени устойчивости массива производится измерителем перемещений по установленным зависимостям степени устойчивости от деформаций, скоростей и знака ускорений деформаций.

Эффективность перечисленных методов наблюдений за состоянием массивов горных пород на карьерах существенно повышается, когда они применяются в сочетании с традиционными маркшейдерскими наблюдениями.

§ 80. МЕТОДЫ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Существующие расчетные методы условно можно разделить на две группы: строгие и приближенные. В расчетах по строгим методам используют математический аппарат механики сплошных сред. Эти методы подробно изложены в специальной литературе и здесь мы на них останавливаться не будем. В практике горного дела наибольшее распространение получили приближенные методы, основанные на допущении, что сдвигение происходит по определенной для данных условий поверхности, по которой сдвигающие силы превышают удерживающие. Исходя из этого допущения, основное условие устойчивости горных пород в откосах записывают в виде

$$\sum S_i > \sum T_i, \quad (332)$$

где $\sum S_i$ — сумма сил, удерживающих откос от сдвига по наиболее слабой поверхности; $\sum T_i$ — сумма сдвигающих сил по этой поверхности.

Отношение суммы удерживающих сил к сумме сдвигающих носит название *коэффициента запаса устойчивости* ($n = \sum S_i / \sum T_i$.) Наиболее слабой является та поверхность, по которой это отношение наименьшее. Поверхность, по которой действуют силы с отношением $n = 1$, называют *предельно напряженной* или *поверхностью скольжения*.

Форма и местоположение в массиве поверхностей скольжения зависят от ориентировки в пространстве тектонических нарушений, слоистости, сланцеватости и других крупных поверхностей ослабления, от механических характеристик и объемного

веса пород, от высоты и угла наклона откоса. Существенное влияние на устойчивость откосов оказывает также наличие водоносных горизонтов, водоемов, открытых и подземных водосток в окрестностях карьера.

При расчетах устойчивости откосов рассматривают обычно две формы поверхностей скольжения: плоскую и круглоцилиндрическую. Плоскую форму принимают в тех случаях, когда углы падения пород, слагающих откос, больше угла внутреннего трения по контактам слоев и меньше угла рабочего откоса уступа, т. е. в условиях, при которых происходит подрезка контактов между слоями. Плоская поверхность скольжения наблюдается и в тех случаях, когда происходит подрезка дизъюнктивных нарушений или ярко выраженных трещин, падающих в сторону выемки под углами, превышающими угол внутреннего трения пород.

В остальных случаях при расчетах устойчивости откосов в связных горных породах (преимущественно при однородном или слоистом строении массива) принимают, как правило, круглоцилиндрическую поверхность скольжения.

Спротивление сдвигу горных пород является величиной переменной, зависящей от ряда факторов, в том числе от нормальных напряжений, действующих по поверхности сдвига, т. е. $\tau = f(\sigma_n)$. Обычно эту зависимость представляют в графической форме. В общем виде она криволинейна, однако в определенных пределах может быть заменена прямой

$$\tau = \tau_0 + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \quad (333)$$

где τ_0 — сцепление горной породы; φ — угол внутреннего трения, тангенс которого является коэффициентом внутреннего трения; σ_n и τ — нормальная и касательная составляющие напряжений по предельно напряженным площадкам, из которых слагается поверхность скольжения.

Поскольку большая протяженность бортов дает возможность при расчете их устойчивости ограничиваться решением плоской задачи объемного напряженного состояния, условие предельного равновесия записывают в следующем виде:

$$\sum T_i = f_{\text{ср}} \sum N_i + L \tau_{\text{ср}}, \quad (334)$$

где $\sum N_i$ и $\sum T_i$ — сумма нормальных и сдвигающих сил, действующих по поверхности скольжения; $f_{\text{ср}}$ и $\tau_{\text{ср}}$ — средние значения коэффициента трения и сцепления по всей поверхности скольжения; L — длина расчетной поверхности скольжения.

Для определения устойчивости вертикальных обнажений горных пород существует несколько подходов. Так, проф.

Г. Л. Фисенко предложил предельную высоту вертикального откоса в слоистом массиве определять по формуле [152]

$$h_{\pi/2} = \frac{2\tau_0}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (335)$$

Эта формула справедлива для условий, при которых слои пород падают в сторону массива, вертикальны, горизонтальны или падают в сторону выемки под углом меньшим, чем угол внутреннего трения по контактам слоев $\varphi_{\text{тр}}$, и в массиве нет каких-либо поверхностей ослабления, падающих в сторону выработки по углам $\beta > \varphi$.

В тех случаях, когда слои пород падают в сторону выемки под углом, большим угла внутреннего трения по контактам слоев, и имеется подрезка слоев, для определения предельной высоты подрезки h следует пользоваться формулой

$$h = \frac{\tau_{\text{тр}}}{\gamma} \cdot \frac{\cos \varphi_{\text{тр}}}{\cos \beta \sin (\beta - \varphi_{\text{тр}})}, \quad (336)$$

где $\tau_{\text{тр}}$ — сцепление по контактам слоев, трещин или других поверхностей ослабления.

Если высота $h_{\pi/2}$ больше рассчитанной по формуле (336), то необходимо производить заоткоску уступа.

Наименее благоприятным по фактору устойчивости является случай падения слоев под углом $\beta = \pi/4 + \varphi/2$. В подобных случаях поверхности ослабления по контактам слоев играют второстепенную роль в устойчивости вертикальных обнажений, и в этих условиях высоту вертикального обнажения горных пород необходимо определять по формуле (335).

В заоткошенных уступах при плоской поверхности скольжения в основании уступа не возникает площадок скольжения, так как высота подрезки h на этом участке меньше определяемой по формуле (336). Призма, в основании которой нет площадок скольжения, противодействует сползанию вышележащих пород. В этих условиях предельную высоту подрезки слоев можно увеличить до значений, определяемых по формуле

$$h = \frac{\tau_{\text{тр}} \cos \alpha_{\text{тр}}}{\gamma \cos \beta \sin (\beta - \varphi_{\text{тр}}) (1 - \sqrt{\operatorname{ctg} \alpha_{\text{тр}} \operatorname{tg} \beta})}. \quad (337)$$

Пределы применения этой формулы те же, что и формулы (336).

При круглоцилиндрической поверхности скольжения оценку устойчивости откосов производят следующим образом.

Участок откоса ABV (рис. 117), ограниченный поверхностью скольжения AB_1V , делят на ряд вертикальных полос 1, 2, 3... одинаковой ширины a . Принимая средние высоты условно за их веса Q_i , разлагают последние на касательные и нормальные составляющие к поверхности скольжения.

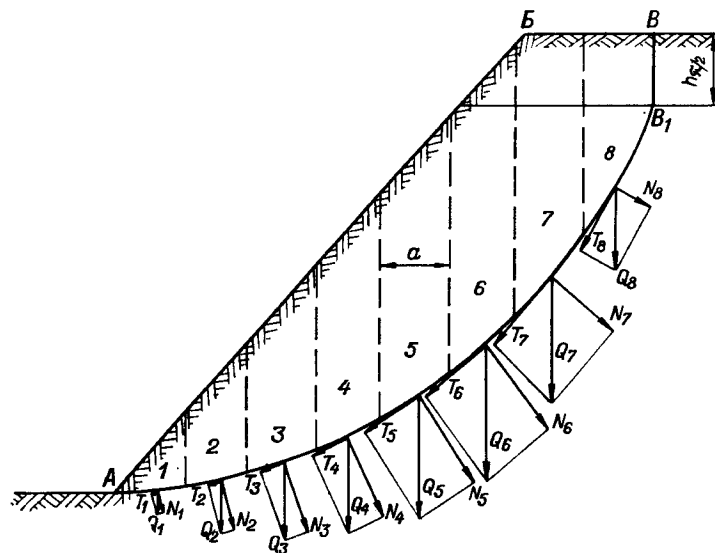


Рис. 117. Схема к расчету устойчивости откоса при круглоцилиндрической поверхности скольжения.

Просуммировав отдельно отрезки касательных и нормальных составляющих (с учетом их масштаба) и измерив длину расчетной поверхности скольжения L , составляют соотношение:

$$n = \frac{f_{\text{ср}} c \sum N_i + \tau_{\text{ср}} L}{c \sum T_i}. \quad (338)$$

В этом выражении знаменатель представляет сумму сил, сдвигающих оползневой клин, а числитель — удерживающих его. При этом, чем больше значение n , тем более устойчив откос. При $n=1$ откос находится в состоянии предельного равновесия.

В верхней части откоса часто наблюдается поверхность отрыва BB_1 (вертикальная трещина), высота которой может быть определена по формуле (335). При появлении поверхностей отрыва значение расчетной силы сцепления уменьшается. Поэтому при расчетах следует принимать L , равное длине скольжения AB_1 , т. е. не включать в нее высоту трещины отрыва $h_{\pi/2}$.

При расчетах устойчивости уступов и бортов карьеров по круглоцилиндрической поверхности большую сложность представляет определение ее местоположения. Иногда это делают методом последовательного приближения, что связано с трудоемкими вычислениями.

Оригинальный метод определения поверхности скольжения предложил Г. Л. Фисенко [152]. Метод основан на использова-

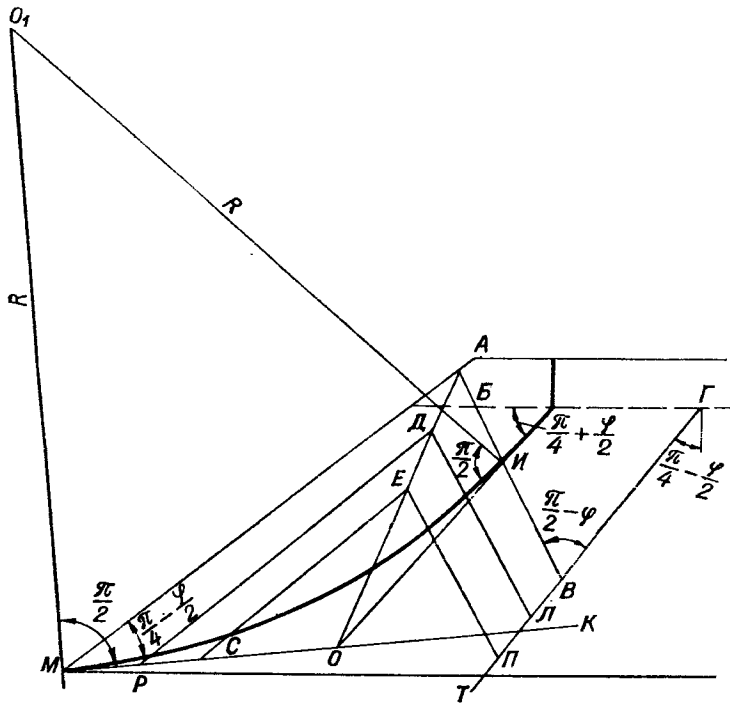


Рис. 118. Построение поверхности скольжения в однородном плоском откосе.

нии теории сыпучей среды, согласно которой элементарные площадки скольжения в однородном массиве горных пород возникают при напряжениях, превышающих σ_s , вычисляемую из уравнения

$$\sigma_s = 2\tau_0 \operatorname{ctg}\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right). \quad (339)$$

Преобразовав это уравнение, нетрудно получить формулу (335), в которой $h_{\pi/2}$ — глубина, начиная с которой возникают площадки скольжения.

Расположены площадки скольжения под углом $\pi/4 - \varphi/2$ к направлению наибольшего главного напряжения, которое в массиве пород откосов обычно совпадает с вертикалью, а по мере приближения к поверхности откосов выполаживается. Соответственно изменяется и ориентация площадок скольжения: от $\pi/4 - \varphi/2$ к $\pi/2$ в области BGV на рис. 118 и вновь до $\pi/4 - \varphi/2$ к поверхности откоса в месте ее пересечения.

Изменение направления этих площадок в области между поверхностью откоса и линий BB происходит, как показал ана-

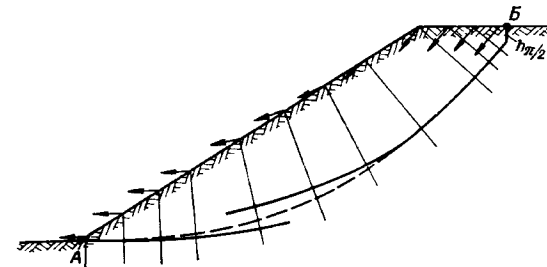


Рис. 119. Построение поверхности скольжения по данным маркшейдерских наблюдений (стрелками указаны векторы сдвижений).

лиз кривых, построенных по методу В. В. Соколовского [135], по плавно криволинейной, близкой к круглоцилиндрической, форме.

Используя указанные закономерности, строят поверхность скольжения [152].

Поверхность скольжения можно построить и по данным маркшейдерских наблюдений. Если направления векторов от верхнего основания откоса к нижнему постепенно выполаживаются, а значения их остаются примерно одинаковыми (что свидетельствует о движении сползающей части уступа как одного целого), то поверхность скольжения строят так, как показано на рис. 119.

Положение поверхности скольжения оползня можно определить также путем инклинометрических измерений в скважинах, пробуренных в оползневом массиве. С помощью этих измерений определяют искривление ствола скважины и по измеренному значению его кривизны на отдельных интервалах устанавливают местоположение поверхности скольжения оползня, поскольку наибольшим искривлениям подвергается отрезок скважины, расположенный в зоне формирования поверхности скольжения [88].

Докт. техн. наук Э. Л. Галустьян предложил [33] метод расчета параметров откоса без определения потенциальной поверхности скольжения. Задачи его методом можно решать как аналитическим, так и графическим путем, при этом аналитические формулы применяются при плавных криволинейных поверхностях скольжения, когда кривизна изменяется монотонно, графические построения — в условиях нарушенных массивов, когда потенциальная поверхность скольжения имеет сложную форму, т. е. включает криволинейные и прямолинейные участки и имеет резкие изломы. При расчетах аналитическим методом призма возможного обрушения разбивается на ряд вертикальных блоков, в пределах которых криволинейный участок поверхности скольжения можно заменить без большой погрешности

Таблица 26

Рекомендуемые значения углов наклона бортов карьеров для различных горно-геологических условий

Группа и общая характеристика пород, слагающих борта карьеров	Геологические условия и основные факторы, оказывающие влияние на углы наклона бортов	Ориентировочный угол наклона, град
<p>Иа. Преимущественно крепкие слаботрещинчатые породы</p>	<p>Ширина берм, высота уступов (одиночных или сдвоенных) и угол их откосов, зависящие от углов падения в сторону карьера поверхностей ослабления (слоистости, сланцеватости, тектонических нарушений и крупных трещин)</p>	До 60
<p>Иб. Крепкие породы с интенсивной трещиноватостью</p>	<p>При отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления</p>	40—45
<p>Ив. Наряду с крепкими породами в борту залегают хлоритовые, серицитовые и талькохлоритовые сланцы, выветренные уплотненные песчано-глинистые породы</p>	<p>Борт лежащего бока при падении слоев под углом более 40° и при глубине более 200 м. При отсутствии поверхностей ослабления большого протяжения, падающих в сторону карьера</p>	38—45
	<p>При наличии поверхностей ослабления, падающих в сторону карьера</p>	30—40
	<p>При мульдообразном залегании слоев</p>	25—30
	<p>Преобладают песчано-гравийные, меловые, выветрелые, изверженные и другие хорошо дренированные отложения; в нижней части бортов пластичных глин и поверхностей ослабления нет</p>	25—30
<p>Иг. Борты или их участки сложены рыхлыми (слабоуплотненными) и несвязанными осадочными или полностью дезинтегрированными (выветрелыми) породами</p>	<p>В средней или нижней части борты имеются горизонтальные или согласно падающие поверхности ослабления или слои пластичных глин; основание откоса сложено пластичными глинами</p>	20—25

плоским. Степень устойчивости откоса при этом методе определяется из выражения

$$n = \frac{gB_1 \cos \beta_1 \operatorname{tg} \rho_1 + K_1 L_1 - gP_2 \cos \beta_2 \operatorname{tg} \rho_2 + \dots + K_2 L_2 + \dots + gP_m \cos \beta_m \operatorname{tg} \rho_m + K_m L_m}{g(P_1 \sin \beta_1 + P_2 \sin \beta_2 + \dots + P_m \sin \beta_m)}, \quad (340)$$

где P_i — масса i -го породного блока, т; β_i — угол наклона поверхности скольжения в пределах i -го блока, градусы; L_i — длина поверхности скольжения в пределах i -го блока, м; K_i и ρ_i — удельное сцепление (Π_a) и угол трения (градусы) по по-

верхности ослабления i -го блока; m — число блоков, содержащихся в призме возможного обрушения.

Расчет устойчивости бортов карьеров графическим методом заключается в построении многоугольника сил, действующих на отдельные блоки призмы возможного обрушения. Подробно этот метод рассмотрен в работе [33].

Рассмотренные случаи не охватывают всего многообразия условий встречающихся на практике. В настоящее время еще не во всех случаях представляется возможным дать выражение равновесия в аналитическом виде. Поэтому нередко приходится строить графики зависимости между высотой откоса и его углом для каждого отдельного случая залегания пород и структурных элементов. В этих условиях вначале строят семейство кривых скольжения, выходящих на поверхность откоса без учета структурных элементов, а затем вводят поправки за счет этих элементов.

Для приближенного определения углов наклона бортов карьеров рекомендуется пользоваться табл. 26, составленной на основании результатов многолетних наблюдений за устойчивостью откосов в различных горно-геологических условиях [52].

На основании этих наблюдений и теоретических исследований разработаны также схемы расчета устойчивости откосов для различных геологических условий и форм поверхностей скольжения [52], позволяющие значительно облегчить выбор наиболее приемлемых методов расчета и определить оптимальные параметры карьеров для конкретных условий.

§ 81. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТВАЛОВ

Устойчивость отвала во многом зависит от основания, на котором он расположен. Основания бывают прочные (устойчивые), слабые и слоистые.

Отвалы крепких (скальных и полускальных) пород, не размокающих под влиянием воды, расположенные на прочном горизонтальном или пологом основании, могут достигать практически любой высоты. Углы естественного откоса в этих отвалах принимают равными в среднем 34—36°. При этом опыт показывает, что отвалы крепких пород с остроугольными кусками сохраняют устойчивость и при углах откосов 40—45°.

Отвалы рыхлых пород (глин, суглинков, глинистых песков и др.) допускают углы откоса, равные углам естественного откоса, только до определенной высоты. С увеличением высоты отвалов возрастает давление на отдельные куски породы, наиболее слабые из которых разрушаются и заполняют макропоры, приводя к уплотнению отвалов и их оседанию. Этот процесс длится до тех пор, пока массив отвала не достигает состояния,

близкого к двухфазному (породы — вода), при котором дальнейшее уплотнение может происходить лишь за счет отжима воды из области высоких напряжений в область более низких напряжений. Развивающееся при этом поровое давление снижает силы трения, что в определенных условиях (как правило, при достижении напоров по наиболее слабой поверхности, равных 4—5% от значений нормальных напряжений) приводит к возникновению оползня.

Поскольку рыхлые породы в отвалах не могут характеризоваться постоянными значениями φ и τ_0 , сопротивление сдвигу этих пород необходимо определять в лабораторных условиях при различных нагрузках и естественной влажности, не допуская отжима воды. По результатам этих испытаний строят паспорт прочности — графики зависимости сопротивления сдвигу от нормальных напряжений (рис. 120), которые используют при расчете оптимального профиля отвала.

Расчет устойчивости отвала целесообразно проводить в такой последовательности (рис. 121).

1. Строят приближенный профиль отвала, используя паспорт прочности пород и ориентировочные значения углов откоса, полученные на основании обобщения опыта отсыпки отвалов в различных условиях (табл. 27). Наиболее выгодным является выпуклый профиль откоса. На рис. 121, а показан многоярусный отвал выпуклого профиля. Средний наклон откоса отвала принят равным 23° , а угол наклона ярусов 35° .

2. На профиле отвала через его нижнюю точку проводят ряд плавных поверхностей (потенциальных поверхностей скольжения) с углом наклона к вертикали в верхней части, равным $\pi/4 - \varphi/2$. На каждой из указанных поверхностей отмечают несколько точек (например, точки 1, 2, 3...) и в этих точках определяют нормальные и касательные напряжения по формулам

$$\sigma_n = h\gamma \cos^2 \varphi; \quad (341)$$

$$\tau_c = h\gamma \sin \varphi \cos \varphi = \frac{1}{2} h\gamma \sin 2\varphi. \quad (342)$$

3. Производят развертку расчетных сечений поверхностей скольжения (на рис. 121, б показана развертка сечения поверхности III) в горизонтальные прямые линии и на каждой из них отмечают соответствующие им на кривых точки 1, 2, 3 и т. д. В этих точках по оси ординат откладывают отрезки, соответствующие касательным напряжениям τ_c , концы которых соединяют ломаной линией. Площадь, ограниченная осью абсцисс и построенной кривой, будет численно равна сумме касательных сил, сдвигающих откос. На этом же графике аналогичным образом строят эпюру сопротивления сдвигу и вычисляют ее площадь. Значения τ_y в точках 1, 2, 3 и т. д. определяют по пас-

Рис. 120. Паспорт прочности пород отвала, построенный по результатам испытаний пород при различных нагрузках (кривая ГСВ), и усредненная зависимость сопротивления сдвигу отвальных пород (прямая АВ).

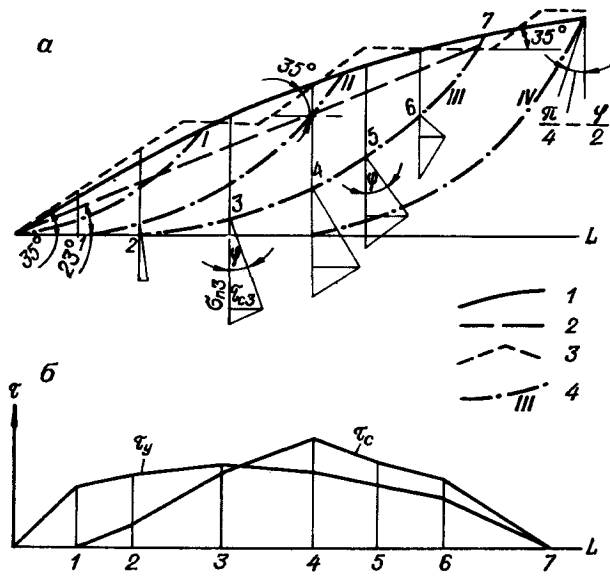
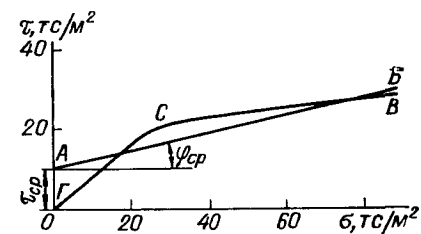


Рис. 121. Схема к расчету устойчивости отвала выпуклого профиля. а — профиль откосов отвала; б — эпюры касательных напряжений по поверхности III, I — расчетный профиль отвала; 2 — линия откоса отвала при среднем угле наклона (23°); 3 — линия ярусов отвала; 4 — потенциальные поверхности скольжения.

портам прочности при соответствующих нормальных напряжениях.

4. Находят отношение n (коэффициент запаса устойчивости) по каждой поверхности скольжения по формуле

$$n = \frac{\sum \tau_y}{\sum \tau_c}. \quad (343)$$

При отношении n менее заданного высоту откоса в этой точке понижают, при отношении n более заданного — повышают. Расчет повторяют до тех пор, пока по каждой поверхности скольжения не будет получен заданный коэффициент запаса устойчивости.

При расчете устойчивости отвалов на слабом основании используют, как и в предыдущем случае, общее сопротивление

Таблица 27

Приближенные значения углов наклона откоса отвалов и ярусов

Характеристика пород отвалов и оснований, на которых они отсыпаны	Углы наклона откосов, градус	
	отвалов	ярусов
Отвалы скальных или полускальных пород на прочном основании при $\tau_0 \geq 0,2\gamma h_{отв}$	34—36	34—36
Отвалы скальных или полускальных пород на слоистом основании	20—30	34—36
Отвалы глинистых пород (в том числе и отвалы на слабом основании) при $\tau_0 < 0,2\gamma h_{отв}$	18—25	30—35
Отвалы водонасыщенных песчано-глинистых пород; высокие отвалы глинистых пород	6—10	20—25

сдвигу, без разделения на силы трения и сцепления. Основное отличие состоит в том, что поверхности скольжения при слабом основании проходят не через нижнюю точку откоса, а на некотором расстоянии от нее (подобно поверхностям II, III, IV на рис. 121, а). Угол между поверхностью скольжения и подошвой откоса составляет $\pi/4 - \varphi/2$.

Для ориентировочных расчетов по определению предельной высоты отвала на слабом основании $h_{сл.осн}$ удобно использовать предложенную в работе [52] номограмму, на которой графически представлена зависимость параметров $h_{сл.осн}$ от мощности и прочности горизонтально залегающего в основании откоса слабого слоя (рис. 122).

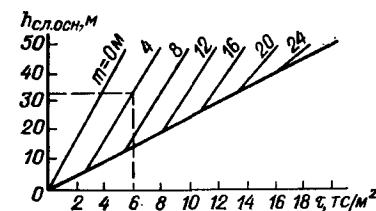
Высоту отвала твердых пород, отсыпаемых на наклонном слоистом основании, определяют из следующего выражения:

$$h_n = \frac{2\tau_{тр} \sin(\omega - \beta) \sin 2\alpha}{\gamma \sin(\alpha - \beta) \left[\frac{(1 - \sin \varphi) \sin(\alpha - \beta)}{\cos(\pi/2 - \omega - \beta)} - 2 \cos \beta \sin(\omega - \alpha) (\operatorname{tg} \varphi_{тр} \cos \beta - \sin \beta) \right]}, \quad (344)$$

где $\tau_{тр}$ и $\varphi_{тр}$ — расчетные значения сцепления и угла трения по поверхностям ослабления; $\omega = \pi/4 + \varphi/2$ — угол наклона расчетной поверхности скольжения в верхней части; β — угол падения слоев или других поверхностей ослабления; α — угол наклона откоса отвала.

При угле наклона отвала α , равном углу естественного откоса φ , выражение (344) упрощается:

$$h_n = \frac{2\tau_{тр} \sin \varphi [\sin(\varphi - \beta) + \cos \beta]}{\gamma \sin(\varphi - \beta) \left[\frac{\sin(\pi/2 - \omega) \sin(\varphi - \beta)}{\cos(\pi/2 - \omega - \beta)} - \frac{\sin(\varphi_{тр} - \beta) \cos \beta}{\cos \varphi_{тр}} \right]}. \quad (345)$$

Рис. 122. Номограмма для определения $h_{сл.осн}$ по параметрам (мощности m и сопротивлению сдвигу τ) слабого слоя, горизонтально залегающего в основании отвала.

Высоту отвала на наклонном основании можно также определить ориентировочно по номограмме (рис. 122), а затем уточнить дополнительными проверочными расчетами по наиболее слабой поверхности.

Особую проблему представляет устойчивость отвалов на крутых склонах. Такие отвалы создают при разработке нагорных карьеров, например карьера Центральный, обрабатывающего апатито-нефелиновое месторождение Плато Расвумчорр, Каджаранского, Алтын-Топканского и некоторых других карьеров. Крутизна склонов, на которых размещают отвалы пород, достигает иногда 70—80°, т. е. значительно превышает угол естественного откоса пород. Высота же таких отвалов достигает подчас сотен метров.

На рис. 123 показано размещение отвалов карьера Центрального объединения «Апатит» на крутых склонах горы в долине р. Расвумийок.

В рассматриваемых условиях дополнительную сложность в вопросы анализа устойчивости отвалов вносит наличие в теле отвала наряду с породой также больших количеств снега, переходящего под действием ряда факторов в фирновый лед. Сезонные температурные изменения наряду с другими факторами изменяют свойства отвальной массы. Так, низкие температуры и заснеженность придают отвальной массе вязкие и пластические свойства, что обуславливает плавный рост скорости смещения при увеличении нагрузки и создает возможность ведения отвальных работ в условиях предельно допустимых деформаций. В работе [96] приведены зависимости, позволяющие производить приближенную оценку устойчивости отвалов в данных условиях. Опыт показал, что в таких отвалах удается накапливать до нескольких миллионов кубических метров пород. При этом тело отвала претерпевает непрерывные подвижки, скользя по склону.

Процесс развития деформаций на отвалах обычно протекает в несколько стадий. В общем случае можно выделить четыре стадии: естественное уплотнение пород, зарождение оползневой массы, его развитие, разрушение отвала. При естественном уплотнении пород ускорение сдвижения после стабилизации осадки практически отсутствует, скорость вертикальных смещений пород на верхней площадке составляет 15—20 см/сут. Зарождение оползневой массы начинается при скоростях смещения более 20 см/сут и проявляется в заметном ускорении сдвижения, появлении на верхней площадке небольших седловин и трещин, а в нижней части откоса — вспучивания. Эта стадия переходит в стадию развития оползневой массы,

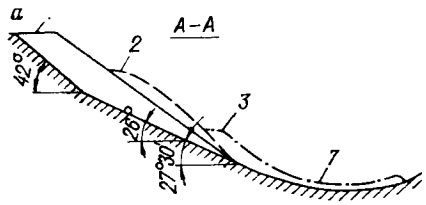
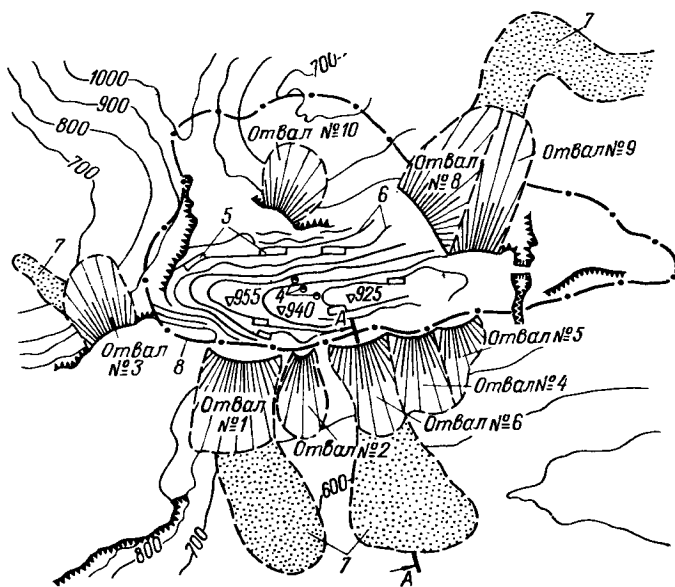
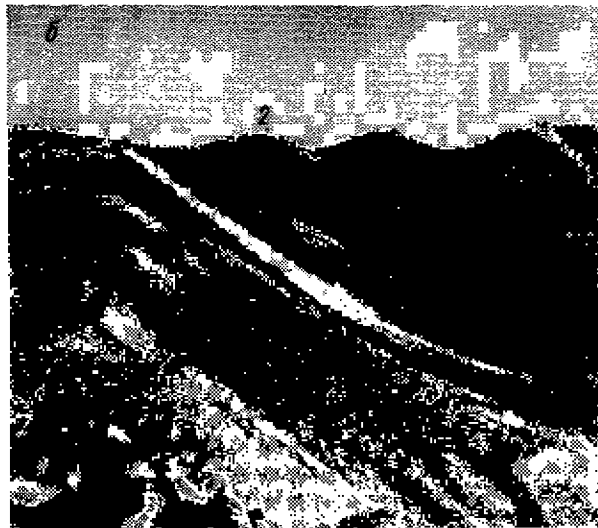


Рис. 123. Расположение отвалов карьера «Центральный» объединения «Апатит» (Кольский полуостров) на крутых склонах.

а — разрез через отвал № 6; б — общий вид деформирующегося отвала; в — план отвала карьера.
1 — начальное положение отвала; 2 и 3 — последовательное положение рабочих площадок отвала по мере сползания его по склону под воздействием вновь отсыпанных пород; 4 — рудоспуск; 5 — временные автомобильные съезды; 6 — уступы карьера; 7 — выброс отвала; 8 — контур карьера.



которая характеризуется непрекращающимся нарастанием ускорения сдвижения, увеличением размеров седловин, трещин и вспучивания. В нагорных отвалах Заполярья этот переход наблюдается при скоростях вертикальных смещений 25—70 см/сут, поэтому такие скорости в указанных условиях считаются критическими. Разрушение откоса или внезапное обрушение отвала обычно происходит при скоростях сдвижения, превышающих 150—250 см/сут.

Приведенное разделение процесса деформаций является условным, так как не всегда из общего оползневого процесса удастся выделить стадию разрушения и не каждый возникающий оползень на отвале завершается опасным разрушением. Так, благодаря пластичному характеру деформаций на стадии оползневого процесса откос иногда не разрушается, а только изменяет свою форму, образуя вспучивание в нижней части [40].

Для надежного контроля устойчивости отвалов и определения критических скоростей оседаний организуют систематические маркшейдерские наблюдения за смещением площадок отвалов, дополняемые визуальными осмотрами их состояния. Такие наблюдения на отвалах упомянутого выше карьера Центрального, в частности, показали, что при скоростях оседания до 25 см/сут в рассматриваемых условиях происходит главным образом уплотнение пород отвала, в то время как оползание его по склону незначительно. При скоростях оседания более 25 см/сут оползневые смещения получают преобладающее развитие. При скорости оседания более 50 см/сут оползневые смещения весьма интенсивны, вследствие чего эксплуатацию отвалов прекращают.

§ 82. ПРОТИВООПОЛЗНЕВЫЕ МЕРОПРИЯТИЯ НА КАРЬЕРАХ

Ведущую роль в борьбе с оползнями следует отвести профилактическим мероприятиям, так как предотвратить оползень значительно легче, безопаснее и дешевле, чем бороться с ним, когда он возникнет. К числу профилактических мероприятий следует отнести:

а) тщательное изучение геологических и гидрологических условий залегания горных пород, их прочности, структурных и других особенностей участка месторождения;

б) максимально полный учет условий залегания, свойств пород и особенностей месторождения при расчете устойчивости бортов карьеров и составлении проекта горных работ;

в) четкое осуществление проекта в натуре, особенно в части запроектированных параметров карьера (углов откоса бортов и пр.);

г) качественное и своевременное выполнение дренажных работ, в том числе глубинного дренирования пород, слагающих откосы, дренирования земной поверхности в окрестностях карьера и поверхности его бортов;

д) организацию систематических маркшейдерских и гидрогеологических наблюдений, регулярный отбор проб и их испытания, уточнение местонахождения структурных поверхностных ослабления массива, анализ полученных данных и оперативную корректировку принятых в проекте параметров карьера, технологии и порядка ведения горных работ.

При выполнении указанных мероприятий, как правило, удается предотвратить оползни или свести к минимуму их вредные последствия.

Для борьбы с оползнями предложены разнообразные механические и химические способы закрепления земляных масс, способы замораживания и цементации их. Но в практике горного дела они широкого применения пока не нашли в силу дороговизны и недостаточно высокой эффективности. Опыт показывает, что эффективность борьбы с оползнями во многом зависит от того, насколько надежно установлены причины возникновения оползней и насколько своевременно начаты работы по их ликвидации.

Поскольку наиболее часто причинами нарушения устойчивости откосов на карьерах, сложенных глинистыми и песчано-глинистыми породами, являются обводнение этих пород и снижение их прочностных характеристик, основные меры борьбы с оползнями в этих условиях состоят в эффективном дренаже, обеспечении стока поверхностных вод, пригрузке фильтрующих участков.

Для обеспечения устойчивости откосов на карьерах, сложенных скальными и полускальными породами, применяют:

а) соответствующую технологию ведения буровзрывных работ в приконтурных зонах (микрорамедленное взрывание скважин в блоке и др.);

б) специальную заоткоску уступов (предварительное щелеобразование, гладкое взрывание);

в) искусственное укрепление ослабленных участков.

Основным источником обводнения разрабатываемых полезных ископаемых и пород вскрыши во многих случаях являются атмосферные осадки. Для обеспечения стока воды с земной поверхности производят планировку поверхности, придавая ей уклон в сторону дренажных канав, защищающих карьер от ливневых вод. Для стока дождевых и талых вод с площадки уступов проводят продольные и поперечные канавки, а площадке уступа придают соответствующий уклон (не менее 5‰).

Глубинный дренаж предохраняет откосы от больших оползней, возникающих при пологом и наклонном залегании слабых

и средней прочности пород вследствие высоких напоров воды в лежащем боку залежи. Осуществляют глубинный дренаж водопонизительными скважинами, подземными выработками со сквозными и забивными фильтрами, наклонными или горизонтальными самоизливающимися скважинами и иногда поглощающими скважинами.

Открытый дренаж применяют: при вскрытии водообильных месторождений, сложенных слабыми породами, если толща водоносных пород представляет собой один водоносный горизонт или если водоносный горизонт залегает в подошве разрабатываемого слоя полезного ископаемого; при дренировании слабообводненных горизонтально залегающих водоносных горизонтов и трещиноватых крепких пород.

При вскрытии водообильных месторождений (без глубинного дренажа) вначале проходят передовой дренажный котлован размерами в плане, установленными гидрогеологическими расчетами, а затем по мере понижения депрессионной воронки производят углубление этого котлована и одновременно нарезку рабочего горизонта по сдренированным породам.

Дренирование водоносных горизонтов, залегающих в подошве разрабатываемого слоя, и слабообводненных горизонтально залегающих водоносных горизонтов в толще вскрышных пород осуществляют с помощью траншей. Для дренирования крепких трещиноватых пород применяют передовые траншеи или понижающие колодцы, проходимые с подошвы карьера.

Фильтрующие участки откосов песчано-глинистых пород укрепляют посредством гравийно-щебеночной пригрузки этих участков.

Для обеспечения устойчивости скальных и полускальных пород часто требуется уменьшить сейсмическое влияние массовых взрывов на дробление горных пород за предельным контуром отработки уступов. Уменьшения этого влияния достигают применением микрорамедленного взрывания скважин начиная с расстояния 30—40 м от предельного контура каждого уступа.

Эффективной мерой, обеспечивающей длительную устойчивость нерабочих бортов или участков в предельном положении, является их заоткоска под углами, соответствующими свойствам пород и характеру их трещиноватости (см. табл. 26). Заоткоску уступов в скальных и полускальных породах осуществляют наклонными взрывными скважинами диаметром 80—100 мм, которые бурят под углами откоса уступа на расстоянии друг от друга не более 3 м.

При неблагоприятно ориентированной трещиноватости для заоткоски уступов применяют методы контурного взрывания, суть которых состоит в следующем. Скважины, пробуренные по проектному контуру на расстоянии 0,8—2,5 м друг от друга, заряжают ослабленными зарядами ВВ с таким расчетом, чтобы

между зарядом и стенкой скважины оставался значительный воздушный зазор (который иногда заполняют пористой забойкой). При взрыве таких зарядов радиальных трещин вокруг скважин не образуется, а создается только одна трещина, проходящая через оси скважин. Заряды контурного ряда взрывают либо после основных зарядов дробления, либо раньше их (предварительное щелеобразование).

Искусственное укрепление откосов уступов, сложенных скальными и полускальными породами, применяют обычно в тех случаях, когда надо удержать от сползания или обрушения отдельные участки откосов уступа, ослабленные интенсивной трещиноватостью, неблагоприятно расположенными трещинами, дизъюнктивными нарушениями, слабыми контактами между слоями пород и пр. Укрепление осуществляют путем механического удержания призмы обрушения с помощью штанговой крепи, шпунтов, железобетонных свай и гибких тросовых тяжей, путем инъекций в массив укрепляющих растворов (преимущественно цементного состава), путем изоляции пород, склонных к интенсивному выветриванию, выщелачиванию или дефляции, с помощью устойчивых покрытий (набрызгбетона, битума, эпоксидных и других смол). Иногда для укрепления призмы обрушения применяют подпорные, защитные и контрфорсные стенки.

При укреплении откоса штанговой крепью для предохранения от выпадения блоков трещиноватых пород и улучшения совместной работы штанг под шайбы головок штанг подкладывают швеллеры или железобетонные диски, а штангам дают натяжение, усиливающее трение по поверхностям ослабления.

Механические способы укрепления слабых участков откосов часто применяют в комплексе. На рис. 124 приведена схема укрепления бермы штангами и железобетонными сваями на участке слабого контакта, по которому возможно сползание.

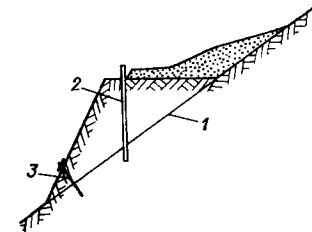
Для борьбы с оползнями в карьерах применяют и такие способы, как снятие нагрузки с откоса, отгрузка очага оползня, оставление целиков и др.

Снятие нагрузки применяют в зоне действующих глубинных оползней, когда массив можно разделить на призму упора и призму активного давления. В этом случае вес призмы активного давления снижают путем срезки верхней части откоса, а все призмы упора наращивают путем отсыпки дамб в нижней части.

Отгрузку очага оползня производят на участках лежащего бока при падении слоев более $18-20^\circ$ и при возможности подрезки контактов или поверхностей ослабления, т. е. когда появляется угроза скольжения по ним горных пород. При отгрузке оползающих пород применяют меры по предотвращению оползания и обрушения верхних уступов.

Рис. 124. Берма откоса, укрепленная штангой и железобетонной свай.

1 — слабый контакт, по которому возможно сползание; 2 — железобетонная свая; 3 — штанга.



Целики на карьерах оставляют в целях предотвращения и остановки оползания насыщенных водой рыхлых пород. Однако это весьма неэкономичный и недостаточно эффективный метод. Его следует применять только при соответствующем технико-экономическом обосновании, преимущественно при борьбе с местными оползнями, не распространяющимися на другие уступы.

Для предотвращения опасных деформаций отвалов производят дренирование основания отвалов, планировку поверхности отвалов и другие работы, препятствующие дополнительному увлажнению пород в них.

Устойчивость отвалов рыхлых пород на прочном основании повышают путем первоочередной отсыпки предотвала и последующего заполнения пазухи между предотвалом и основным отвалом (в пониженных местах предотвал прерывают для пропуска дождевых и талых вод).

В случае угрозы оползания больших участков отвалов их высоту или общий угол разгона ярусов отвалов уменьшают до значений, при которых соотношение удерживающих и сдвигающих сил, действующих по поверхности скольжения, повысится на $10-15\%$ по сравнению с отношением, при котором начались первые деформации.

При невозможности предотвратить развитие оползня отвалов оконтуривают призму возможного оползания (с помощью инструментальных наблюдений) и дальнейшие работы по отвалообразованию ведут с учетом оползания этой призмы.

Глава 16. МЕТОДЫ ОХРАНЫ ОБЪЕКТОВ И СООРУЖЕНИЙ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

§ 83. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА МЕР ОХРАНЫ

Для защиты объектов и сооружений от вредного влияния подземных горных разработок и предотвращения прорывов воды в горные выработки применяют различные меры охраны, которые условно можно разделить на четыре группы: профилактические, горнотехнические, конструктивные и комплексные.

Профилактические меры имеют основным назначением предотвращение или снижение вредных последствий горных разработок. Они должны выполняться как в период составления проектов освоения месторождений и генеральных планов застройки городов и поселков, так и в период выбора и привязки площадок для строительства конкретных объектов. В первом случае их следует называть заблаговременными, во втором — текущими. Рациональная застройка горнопромышленных районов обеспечивает наиболее полную и эффективную отработку запасов полезных ископаемых с минимальными затратами на мероприятия по борьбе с вредными последствиями подработок.

Горнотехнические меры охраны направлены на уменьшение деформаций земной поверхности и подрабатываемых объектов. Они включают в себя специальные методы ведения горных работ и оставление предохранительных целиков. Под последним понимают часть полезного ископаемого, оставляемую под сооружением, чтобы избежать повреждения его, или под водоемом для предохранения выработок от проникновения в них воды.

Конструктивные меры защиты имеют целью приспособить здания и сооружения к перенесению деформаций с минимальными последствиями. На послеосадочный ремонт таких зданий и сооружений требуется значительно меньше средств, чем для зданий и сооружений, не имеющих указанных мер защиты. Эти меры наиболее эффективны, если их предусматривают и осуществляют в период строительства здания (сооружения).

Комплексными считаются любые сочетания перечисленных выше мер. К ним относятся также оперативное устранение повреждений, возникающих в подрабатываемых объектах, и своевременное принятие других мер, необходимых для предотвращения аварийных ситуаций. Комплексные меры проводятся обычно в сочетании с постоянным инструментальным и визуальным контролем.

Выбор мер охраны сооружений и природных объектов регламентируется действующими нормативными документами [108, 125]; меры выбирают в зависимости от категории охраны объекта, ожидаемых деформаций земной поверхности, гидрогеологических условий участка месторождения, конструктивных особенностей, размеров, технического состояния и характера эксплуатации сооружения, установленного в нем оборудования и последствий подработки.

Полную защиту сооружений (т. е. полное предотвращение деформаций) применяют относительно редко, так как она связана с большими материальными затратами, трудно осуществима и не всегда является необходимой. Чаще применяют ча-

стичную защиту, при которой допустимо появление небольших деформаций в подрабатываемых объектах, не ведущих к их разрушению и не влекущих за собой прекращение эксплуатации объектов, опасность для работающих и живущих в охраняемых зданиях и сооружениях, а также прорыв воды и затопление горных выработок. Последствия подработки при таком способе защиты сооружений обычно (при необходимости) устраняют послеосадочным ремонтом. Поэтому при решении вопросов отработки запасов под застроенными территориями и природными объектами различают допустимые и предельные деформации земной поверхности (основания сооружений). При допустимых деформациях возникают относительно небольшие повреждения, которые не создают существенных препятствий дальнейшей эксплуатации сооружений по их прямому назначению.

При деформациях, превышающих предельные значения, повреждения столь велики, что могут привести к аварийному состоянию сооружений, повлечь угрозу опасности для жизни людей. Для предотвращения таких последствий отработка запасов в условиях, при которых расчетные деформации превышают предельные значения, должна производиться с применением горнотехнических мероприятий, уменьшающих деформации земной поверхности до допустимых значений. Если этими мероприятиями не представится возможным снизить деформации до допустимых значений, то дополнительно применяются конструктивные меры защиты.

В тех случаях, когда значения расчетных деформаций получаются больше допустимых, но меньше предельных, выемка угля ведется с применением горнотехнических или конструктивных мер охраны, обеспечивающих безопасную эксплуатацию сооружения. В определенных условиях эти меры охраны применяются совместно (комплексно).

Расчет ожидаемых деформаций земной поверхности производится по формулам, приведенным в гл. 14. При решении вопросов подработки объектов одиночным пластом или первым пластом свиты расчет деформаций обычно не производится, а условия отработки запасов под объектом определяются так называемой безопасной глубиной разработки, т. е. глубиной, ниже которой горные работы не вызывают в сооружениях деформаций, более допустимых.

Безопасная глубина H_6 вычисляется из выражений

$$H_6 = K_e \frac{m}{[e_g]}; \quad (346)$$

$$H_6 = K_i \frac{m}{[i_g]}, \quad (347)$$

Таблица 28

Значения K_e и K_i для условий
Донецкого бассейна

Угол падения пласта α , градус	K_e	K_i
0	0,7	1,6
10	1,0	1,8
20	1,0	1,5
30	0,8	1,1
40 и более	0,7	0,9

где m — вынимаемая мощность пласта, м; $[\epsilon_g]$ и $[i_g]$ — допустимые для подрабатываемого объекта горизонтальные деформации и наклоны, выбираемые из соответствующих таблиц действующих нормативных документов; K_e и K_i — коэффициенты, отражающие зависимость деформаций земной поверхности от углов падения пластов и физико-механических свойств массива горных пород (табл. 28).

Из двух значений H_0 , полученных по формулам (346) и (347), принимается наибольшее значение. В тех случаях, когда для объекта является опасным только один из указанных видов деформаций ϵ или i , расчет безопасной глубины производится по формуле, в которой фигурирует этот вид деформаций.

Правилами охраны сооружений [108] допускается определение безопасной глубины для отдельных пластов свиты, как для одиночного пласта по формулам (346) и (347) в условиях, при которых разрыв во времени между отработкой пластов превышает общую продолжительность процесса сдвижения, деформации от разработки каждого пласта меньше допустимых, а повреждения, вызванные предыдущими подработками, полностью ликвидированы, а также в тех случаях, когда принятая схема и порядок отработки пластов не дают однозначного накопления деформаций.

При выборе мер охраны подрабатываемых объектов проводят, как правило, технико-экономический анализ возможных вариантов. За базовый обычно принимают вариант оставления предохранительного целика, при этом сравнение производят с учетом действия фактора времени, т. е. с приведением затрат более поздних лет к текущему моменту. Это обусловлено тем, что потери полезного ископаемого в предохранительном целике вызывают сложную цепь последствий, которые экономически проявляются в полной мере лишь через определенное время.

Коэффициент приведения затрат K_n определяют из выражения

$$K_n = \frac{1}{(1 + E_{н.п})^t}, \quad (348)$$

где t — период времени приведения в годах; $E_{н.п} = 0,08$ — норматив для приведения разновременных затрат.

При сравнении рассматриваемых вариантов охраны объектов сумму экономии или ущерба по каждому учетному фактору умножают на соответствующий данному году коэффициент приведения затрат K_n . Экономии принимают со знаком плюс, ущерб — со знаком минус.

Вариант извлечения полезного ископаемого из предохранительного целика считают выгодным, если полученная сумма положительна. Опыт показывает, что дополнительные затраты на разработку и осуществление проекта горных или конструктивных мер защиты в большинстве случаев несоизмеримо меньше ущерба от потерь полезного ископаемого в предохранительном целике.

§ 84. ПРОФИЛАКТИЧЕСКИЕ МЕРЫ ОХРАНЫ

Основой профилактических мероприятий служит карта прогноза ожидаемых деформаций земной поверхности. На ней выделяют площади, не подверженные влиянию горных работ, или такие, где процесс сдвижения полностью закончился, т. е. площади, на которых строительство можно вести без ограничения. Остальную территорию разбивают на следующие участки:

1) участки с относительно небольшими деформациями, на которых можно располагать второстепенные, менее чувствительные к подработке здания и сооружения;

2) участки с затухающими деформациями, на которых можно в ближайшее время (после окончания процесса сдвижения) начинать строительство;

3) участки с интенсивными деформациями, где возводить здания и сооружения в ближайшее время нецелесообразно.

На эти карты наносятся также выходы на поверхность тектонических нарушений, осевых плоскостей складок, контактов слоев разной прочности и других ослаблений массива, где происходит концентрация деформаций горных пород, поскольку сооружения, расположенные на этих участках, получают повреждения на несколько порядков выше, чем сооружения, расположенные рядом. Установленные по данным геологической разведки места концентрации деформации уточняются инструментальными наблюдениями (если площадка подлежит многократной подработке и частично попадает в зону влияния горных работ до начала строительства) или трассировкой уступов и трещин с подработанных участков на площадки, подлежащие застройке и последующей подработке.

§ 85. МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ
ПРИ ПОДРАБОТКЕ СООРУЖЕНИЙ

Степень деформирования подрабатываемых объектов существенно зависит от порядка ведения горных работ, способа управления горным давлением, скорости подвигания очистного забоя и других горнотехнических факторов. Выбор оптимального сочетания этих факторов, т. е. горнотехнических мер защиты, является важной составной частью проекта отработки запасов под застроенными территориями и природными объектами. Целесообразность применения той или иной горной меры защиты или комплекса этих мер определяется технико-экономическим расчетом и техническими возможностями.

Наиболее часто стараются планировать горные работы так, чтобы подрабатываемый объект попадал в пределы плоского дна мульды сдвижения, т. е. на тот ее участок, на котором остаточные деформации минимальны. Для выполнения этого условия необходимо, чтобы общий фронт очистных работ под рассматриваемыми объектами удовлетворял условиям

$$D_1 = a + b + \frac{l_1}{\cos \alpha} + 2\Delta; \quad (349)$$

$$D_2 = 2H \operatorname{ctg} \psi_3 + l_2 + 2\Delta, \quad (350)$$

где D_1 и D_2 — размеры очистной выработки соответственно вкострости простирания и по простиранию (рис. 125); a и b — расстояния от проекции подрабатываемого объекта на пласт (залежь) соответственно до нижней и верхней границ очистной выработки; l_1 и l_2 — размеры подрабатываемого объекта вкострости простирания и по простиранию; Δ — поправка за счет погрешности определения углов полных сдвижений; H — средняя глубина разработки; α — угол падения пласта или залежи.

Численные значения a и b определяют из выражений

$$a = \frac{(H + 0,5l_1 \operatorname{tg} \alpha) \cos(\psi_1 + \alpha)}{\sin \psi_1}; \quad (351)$$

$$b = \frac{(H - 0,5l_1 \operatorname{tg} \alpha) \cos(\psi_2 - \alpha)}{\sin \psi_1}, \quad (352)$$

где ψ_1, ψ_2, ψ_3 — углы полных сдвижений.

Если погрешность в определении углов полных сдвижений составляет $\pm 5^\circ$, то $\Delta = 0,1H$.

Создание плоского дна в мульде сдвижения при небольших глубинах разработки пластов обычно не представляет трудностей, но с ростом глубины осуществление этого мероприятия связано со значительным увеличением размеров очистных выработок, что по ряду технических причин не всегда возможно. В этих случаях плоское дно в мульде сдвижения создают пу-

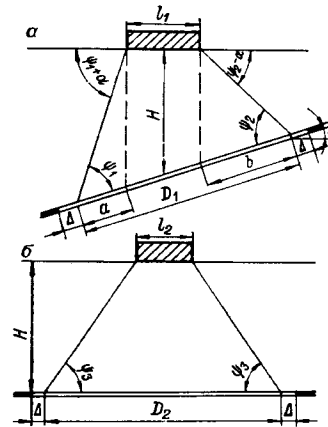


Рис. 125. Расположение подрабатываемого объекта на участке плоского дна мульды сдвижения на разрезе вкострости простирания (а) и по простиранию пласта (б).

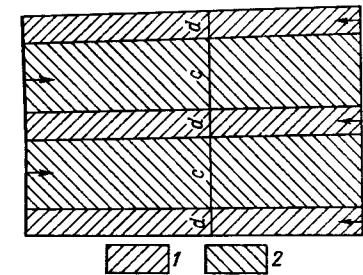


Рис. 126. Последовательность отработки пласта при способе парных штреков.

1 и 2 — участки пласта, обрабатываемые соответственно на первом и втором этапе.

тем соответствующей отработки нескольких лав. Наиболее эффективен в этом отношении способ парных штреков (рис. 126). При этом способе вначале (прямым ходом) отработывают лавы, влияние которых на земную поверхность мало ощутимо. Между этими лавами оставляют полосы, при выемке которых (обратным ходом) зависание в толще горных пород погашается и на земной поверхности образуется плоское дно.

Размер очистной выработки, при которой сдвижение горных пород не достигает земной поверхности, определяют из выражения

$$d = C \sqrt{H}, \quad (353)$$

где C — коэффициент, зависящий от совокупности свойств толщи горных пород (прочности, слоистости, трещиноватости и т. д.); его значение устанавливают обычно эмпирическим путем; в условиях угольных месторождений значение коэффициента C колеблется, как правило, в пределах от 3 до 5.

Иногда размеры очистных выработок, обрабатываемых прямым ходом, целесообразно определять из расчета размещения в выработанном пространстве породы, получаемой при прохождении штреков.

Длину лав c , обрабатываемых обратным ходом, принимают равными $2,5d$, но не более 200 м.

Отработка пластов под зданиями и сооружениями способом парных штреков имеет следующие достоинства:

а) при отработке первых лав на земной поверхности не происходит ощутимых деформаций, так как пролеты меньше предельных, при которых горные работы оказывают заметное влияние на земную поверхность;

б) первые лавы работают независимо друг от друга, вследствие чего возможно развить большую скорость подвигания очистных забоев;

в) в случае остановки одной из лав, другие лавы могут продолжать движение без ущерба для подрабатываемых объектов;

г) в связи с тем, что отработку полос между первыми лавами ведут обратным ходом, эти участки пласта детально разведываются и оконтуриваются первыми лавами, так что их отработка происходит более надежно и ритмично;

д) очистные работы ведут без межлавных целиков, что уменьшает потери, улучшает состояние выработок и дает более равномерную осадку земной поверхности и сооружений;

е) при отработке лав обратным ходом повторно используют штреки, пройденные при отработке первых лав;

ж) период влияния горных работ на здания и сооружения при отработке пластов по этой схеме меньше, чем обычно, что позволяет, используя известные закономерности процесса сдвижения, приурочить интенсивную осадку сооружений к периоду, наиболее благоприятному для подработки.

К недостаткам этого способа следует отнести большие деформации земной поверхности на границе с плоским дном и бурный характер развития деформаций, что отрицательно сказывается на состоянии некоторых типов сооружений. Устранить указанные недостатки можно путем применения закладки выработанного пространства при отработке межлавных полос обратным ходом.

Помимо способа парных штреков плоское дно в мульде сдвижения при больших глубинах разработки пластов можно создать, располагая очистную линию забоя уступами. При этом отставание забоев соседних лав друг от друга должно быть таким, чтобы на земной поверхности образовалась одна общая мульда сдвижения, т. е. влияние соседних лав должно проявляться раньше, чем успеет получить заметное развитие мульда без плоского дна под влиянием одной или группы относительно коротких лав. Значение этого отставания L можно определить из выражения

$$L = \lambda H_b, \quad (354)$$

где H_b — средняя глубина залегания верхней лавы; λ — коэффициент, зависящий от состава толщи горных пород и скорости подвигания очистного забоя (значения коэффициента λ колеблются, как правило, в пределах 0,4—0,6).

Для создания плоского дна в мульде сдвижения при разработке пластов уступами размеры целиков между лавами не должны превышать 0,1 H и 0,2 l (l — длина каждой из отрабатываемых лав). Заметное влияние на состояние зданий оказывает его ориентация по отношению к горным работам. Поскольку повреждения зданий при прочих равных условиях находятся в прямой зависимости от их длины, следует стремиться, чтобы деформации земной поверхности в направлении продольной оси здания были минимальными. Это условие выполняется в тех случаях, когда горные работы ведут с таким расчетом, чтобы:

а) здания, расположенные продольной осью вкrest простирания пластов, оказывались в средней части мульды сдвижения, вблизи главного сечения по простиранию;

б) здания, ориентированные продольной осью по простиранию, оказывались на краю мульды сдвижения;

в) продольные оси зданий, расположенных диагонально к простиранию, оказывались примерно параллельными линии очистных забоев.

Выемку полезного ископаемого под зданиями, расположенными вкrest простирания и хорошо сопротивляющимися сжатию, целесообразно производить двумя расходящимися забоями, одновременно отходящими от разрезной печи, пройденной под серединой подрабатываемого объекта. Очистные работы в пределах участка, влияющего на здание, нужно проводить в этом случае с выкладкой в выработанном пространстве бытовых полос.

При подработке самотечных канализационных коллекторов горные работы следует вести навстречу транспортируемой в них жидкости.

Отработку полезных ископаемых под школами, котельными и другими сооружениями, имеющими значительные перерывы в эксплуатации, надо планировать с таким расчетом, чтобы активная стадия процесса сдвижения совпадала с перерывами в эксплуатации этих объектов.

В тех случаях, когда обеспечить защиту зданий и сооружений с помощью рационального проектирования очистных работ и оптимальных конструктивных мер защиты технически невозможно или экономически невыгодно, применяют способы частичной отработки запасов.

При отработке пластов (залежей) на неполную мощность m' последнюю вычисляют из выражения

$$m' = m[\epsilon]/\epsilon, \quad (355)$$

где m — полная рабочая мощность пласта (залежи); $[\epsilon]$ — значение деформации, допустимое для подрабатываемого объекта;

ϵ — деформация при выемке пласта (залежи) на полную рабочую мощность.

При частичной отработке пластов по площади подбирают такие размеры лав D и межлавных целиков d , при которых деформации земной поверхности под рассматриваемым объектом не превысят заданных значений. Задачу решают методом последовательного приближения, т. е. вначале принимают ориентировочные значения D и d , а потом расчетом их уточняют. Для определения ориентировочных значений D и d можно пользоваться графиками, приведенными на рис. 127. Частичная отработка наиболее эффективна при углах падения менее 30° , глубине разработки более 150 м и относительно прочных породах ($[\sigma_{сж}] \geq 250$ кгс/см²). Длину лав при частичной отработке следует принимать не более $0,35H$, а размеры целиков не менее $0,12H$. При $D > 0,35H$ влияние отдельной лавы на деформации земной поверхности резко возрастает, а при $d < 0,12H$ возможны внезапные разрушения целиков под воздействием повышенного опорного давления.

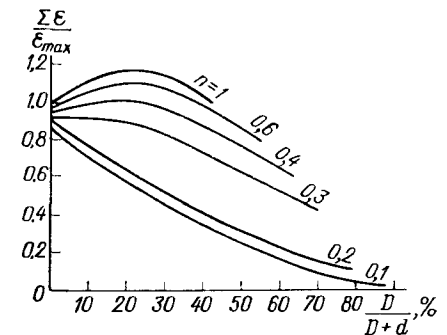
В пластах, опасных или угрожаемых по горным ударам или по внезапным выбросам, а также в сложных условиях залегания пластов (свиты крутопадающих пластов, складчатое залегание, наличие тектонических нарушений, весьма слабые боковые породы и пр.) частичная выемка запасов допустима только при выполнении специальных мероприятий, обеспечивающих безопасность ведения горных работ.

Эффективным мероприятием, обеспечивающим нормальную эксплуатацию подрабатываемых объектов и не требующим дополнительных затрат, является изменение знака и направления развития деформаций на отдельных участках подрабатываемого массива. Это мероприятие целесообразно применять при ведении горных работ в зоне влияния на вертикальные стволы шахт, горизонтальные горные выработки и сооружения башенного типа, при подработке самотечных канализационных коллекторов, линий железных дорог и других объектов, вытянутых в плане.

При подработке горизонтальных выработок, особенно на обводненных участках, для предотвращения скопления воды в выработках и облегчения транспортировки полезного ископаемого горные работы в подрабатываемом пласте должны вестись навстречу уклону с тем, чтобы не допустить создания нулевых или обратных уклонов.

При выемке полезного ископаемого под железнодорожными путями на участках пути, где исходные элементы профиля близки к допустимым пределам, уклон пути следует уменьшать, а не увеличивать. Горные работы следует начинать под участком железнодорожного пути с нулевым уклоном или уклоном, направленным в сторону, противоположную движению забоя.

Рис. 127. Зависимости относительных деформаций земной поверхности от соотношения размеров лав D и межлавных целиков d при различных коэффициентах подработанности n . $\Sigma \epsilon$ — суммарные растяжения от смежных очистных выработок (лав); ϵ_{\max} — максимальное растяжение от одной лавы в условиях полной подработки.



При отработке запасов от границ шахтного поля к середине нельзя останавливать забои и оставлять целики угля под выпуклой частью профиля пути, так как в этом случае выпуклость увеличивается.

В последние годы для защиты ответственных сооружений от вредного влияния подземных горных разработок все чаще начинают применять полную закладку выработанного пространства. В зависимости от способа доставки породы в выработанное пространство закладка подразделяется в основном на следующие виды: гидравлическую, пневматическую и самотечную. Эффективность закладки зависит от ее вида и материала закладки. Наиболее эффективна гидравлическая закладка кварцевым песком, но чаще применяют закладку дробленой породой, так как вблизи разрабатываемых месторождений не всегда имеются достаточные запасы песка. Шахтную породу для закладки применяют также из соображений экономики и стремления не создавать на поверхности шахт и рудников терриконы. Для уменьшения сжимаемости закладки ее часто делают твердеющей, добавляя в шихту (иногда непосредственно перед подачей ее в выработанное пространство) цемент, отходы доменного производства и другие вяжущие вещества.

Из-за высокой стоимости закладочного комплекса закладку целесообразно применять на большой площади. К тому же чем обширнее закладываемая площадь, тем меньше сказывается влияние активизации сдвига горных пород от соседних участков, обрабатываемых с обрушением кровли.

Коэффициент допустимой усадки закладки B определяют из выражения

$$B = \frac{m_a - h_k - h_n}{m - h_k - h_n}, \quad (356)$$

где $m_a = m[\epsilon]/\epsilon$ — эффективная мощность пласта, под которой понимается мощность условного пласта, обрабатываемого с обрушением кровли, и эквивалентного по степени влияния на под-

Таблица 29

Зависимость коэффициентов усадки B
от видов и материалов закладки

Вид закладки	B
Гидравлическая:	
из песка	0,05—0,15
из дробленой породы	0,15—0,30
Пневматическая	0,25—0,40
Самотечная:	
из дробленой породы	0,25—0,45
из рядовой породы	0,35—0,50

рабатываемый объект рассматриваемому пласту: h_k — сближение кровли с почвой до возведения закладки; при отставании закладки от забоя на 8—20 м и при отсутствии данных наблюдений h_k принимается равным 0,15 м; h_n — неполнота закладки (среднее расстояние от верха закладочного массива до кровли выработки), определяемая по опытным данным; в зависимости от вида и технологии закладки она колеблется от нескольких сантиметров до 2—3 дм.

По вычисленному значению коэффициента усадки B выбирают вид и материал закладки (табл. 29).

§ 86. ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ СВИТ ПЛАСТОВ

Существенное влияние на деформации земной поверхности и сооружений при разработке свит пластов или жил оказывают взаимное положение горных выработок в разных пластах, порядок и сроки отработки пластов. Так, при расположении границ очистных выработок в сближенных пластах (жилах) примерно в одной вертикальной плоскости происходит однозначное наложение деформаций, и сумма их в несколько раз превышает значения деформаций, возникающих от влияния одного из этих пластов. И наоборот, при соответствующем относительном смещении границ очистных работ в разных пластах (жилах) происходит полная или частичная взаимная компенсация деформаций разных знаков, а на отдельных участках подрабатываемой площади суммарные значения деформаций могут оказаться меньше возникающих от влияния каждого из пластов этой свиты. На указанном принципе основано одно из наиболее эффективных горных мероприятий — гармоническая отработка пластов (жил), т. е. отработка, предусматривающая такое взаимное расположение очистных выработок, при котором

деформации земной поверхности в районе подрабатываемого объекта частично или полностью взаимно компенсируются.

Рациональное расположение выработок представляет собой сложную инженерную задачу, при решении которой придется рассматривать целый комплекс разнообразных вопросов, в том числе проветривание выработок, транспортировку полезного ископаемого и пустой породы, безопасность работ, экономику и т. д. Вопросы уменьшения деформаций земной поверхности и расположенных на ней объектов решают методом анализа вариантов. С этой целью составляют несколько вариантов календарных планов отработки пластов и для каждого из них производят расчет деформаций земной поверхности по полной методике. За окончательный принимают тот вариант, при котором достигается наибольшая взаимная компенсация деформаций земной поверхности в районе подрабатываемого объекта. Для облегчения анализа вариантов целесообразно пользоваться номограммами, подобными приведенной на рис. 110, и ЭВМ.

Номограммы можно использовать и при составлении рациональных планов развития горных работ под рассматриваемыми объектами. Составление проекта выполняют в такой последовательности. С помощью номограмм определяют деформации от влияния лав, положение которых предопределено защищенными (от внезапных выбросов) зонами, технологией горных работ, пройденными капитальными выработками и другими факторами. Полученную сумму (с обратным знаком) распределяют между оставшимися пластами (очистными выработками) пропорционально их мощности, отношению мощности к глубине или по другому признаку, приемлемому для данных условий. Затем определяют положение очистных выработок, при которых деформации земной поверхности в районе подрабатываемых объектов будут соответствовать значениям, заданным указанным выше способом. Для этого номограмму, выполненную на кальке, накладывают на каждый пласт (на вертикальном разрезе) таким образом, чтобы изолинии номограммы, соответствующие заданным значениям, пересекали подрабатываемый объект. Положение лавы на номограмме, совмещенной с пластом, определит положение искомой очистной выработки в данном пласте. На рис. 128 приведен пример определения положения очистной выработки в пласте мощностью 1,8 м, при котором наклон подрабатываемого объекта (высотного сооружения) в сторону падения пласта составит $3,6 \cdot 10^{-3}$. Поскольку номограмма составлена для пласта мощностью 1 м, то при пласте мощностью 1,8 м изолиния номограммы, пересекающая объект, должна иметь числовую отметку в 1,8 раза меньше, чем заданный наклон, т. е. $2 \cdot 10^{-3}$.

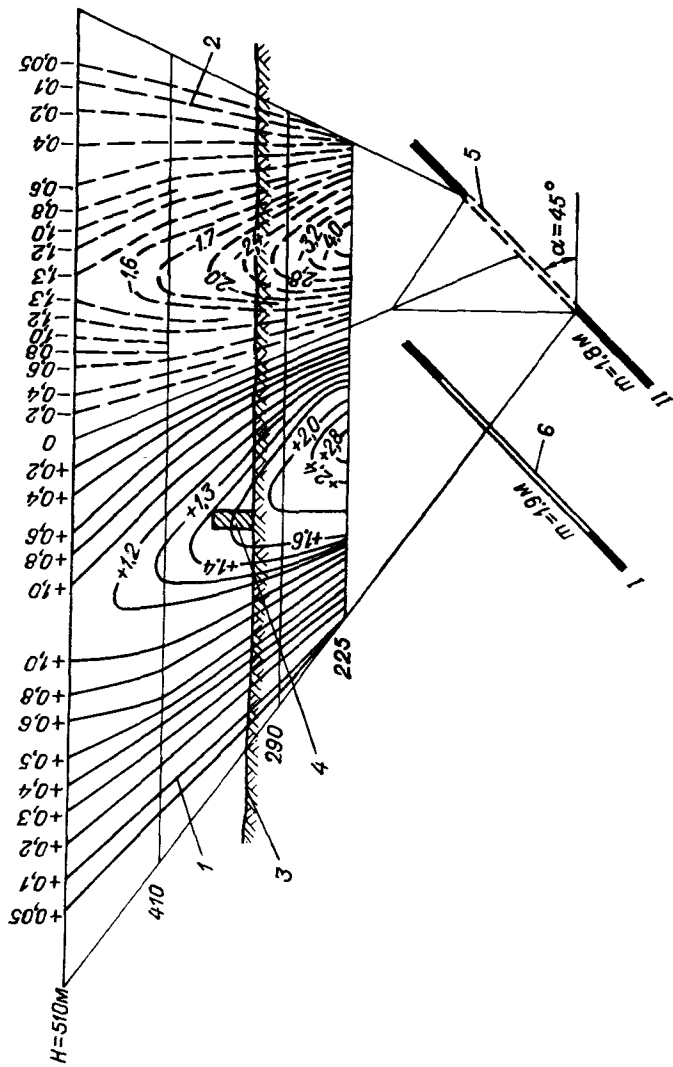
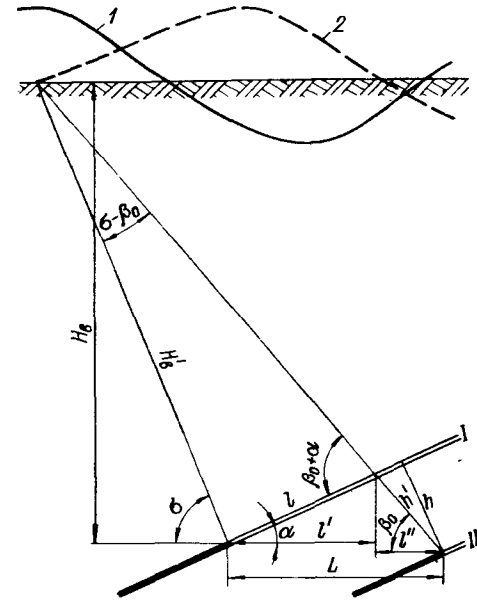


Рис. 128. Выбор местоположения очистной выработки в пласте II, компенсирующей наклон охраняемого объекта от горных работ в пласте I.

1 и 2 — изолинии значений наклонов, 10^{-3} соответственно в сторону восстания и падения пласта; 3 — земная поверхность; 4 — охраняемый объект; 5 — проектируемая лава; 6 — отрабатанная лава.

Рис. 129. Взаимное расположение выработок, исключающее накопление однозначных деформаций.

Графики горизонтальных деформаций: 1 — обусловленных проведением работ по пласту I; 2 — возникающих при разработке пласта II.



В практике подработки сооружений редко стремятся к полной компенсации деформаций, так как это чрезвычайно сложно и дорого. К тому же в этом, как правило, нет необходимости. Более рациональна частичная компенсация, получаемая при таком расположении очистных работ, при котором деформации земной поверхности не превышают значений, допустимых для подрабатываемого объекта. Задачу решают аналогично рассмотренной выше, но условия в ней менее жесткие: требуется лишь, чтобы деформации в процессе подработки и остаточные деформации в районе объекта не превысили допустимых для него значений.

Осуществление горнотехнических мероприятий представляет сложную задачу даже при отработке одного пласта. При разработке свит пластов эта задача намного усложняется, особенно при подработке больших застроенных площадей. Поэтому в указанных условиях часто ограничиваются таким взаимным расположением выработок, при котором суммарные деформации земной поверхности от очистных выработок в нескольких пластах не превышают деформаций, возникающих от каждой из этих выработок, т. е. не происходит существенного однозначного суммирования деформаций одновременно. Это требование выполняется в тех случаях, когда граница влияния на земную поверхность каждой последующей очистной выработки совпадает с точкой максимальной деформации от предыдущей выработки, как это показано на рис. 129. Ориентироваться можно на любой вид деформаций, но обычно за основу берут горизонтальные деформации, так как они являются наиболее опасными для большинства зданий и сооружений. Определение взаимного положения очистных выработок производят графически, с помощью номограмм или аналитически. Первые два способа особых пояснений не требуют.

Поэтому остановимся только на аналитическом методе, суть которого состоит в определении оптимального горизонтального расстояния L между нижними границами очистных выработок в соседних пластах.

Из рис. 129 видно, что

$$L = l' + l'' \quad (357)$$

Согласно теореме синусов

$$l' = \frac{H_B}{\sin \sigma} \cdot \frac{\sin(\sigma - \beta_0)}{\sin(\beta_0 + \alpha)} \cos \alpha; \quad (358)$$

$$l'' = \frac{h \cos \beta_0}{\sin(\beta_0 + \alpha)}, \quad (359)$$

где H_B — глубина залегания нижней границы очистной выработки в верхнем из рассматриваемых пластов; σ — угол максимального влияния, определяемый по данным натурных наблюдений (на большинстве месторождений его значения колеблются в пределах от $\pi/2 - 0,7\alpha$ до $\pi/2 - 0,9\alpha$); β_0 — граничный угол со стороны падения пласта; α — угол падения пластов; h — расстояние между пластами, измеряемое по нормали.

Подставив значения l' и l'' в выражение (357), получим

$$L = \frac{H_B}{\sin \sigma} \cdot \frac{\sin(\sigma - \beta_0)}{\sin(\beta_0 + \alpha)} \cos \alpha + \frac{h \cos \beta_0}{\sin(\beta_0 + \alpha)} \quad (360)$$

или

$$L = \frac{1}{\sin(\beta_0 + \alpha)} \left(\frac{H_B \sin(\sigma - \beta_0) \cos \alpha}{\sin \sigma} + h \cos \beta_0 \right). \quad (361)$$

Учитывая, что отношения $\frac{1}{\sin(\beta_0 + \alpha)}$ и $\frac{\cos \alpha}{\sin \sigma}$ близки к единице, формулу (361) для приближенных инженерных расчетов можно упростить:

$$L = H_B \sin(\sigma - \beta_0) + h \cos \beta_0. \quad (362)$$

В ряде нормативных документов формула (360) записана в виде

$$L = H_B C_1 + h C_2, \quad (363)$$

где

$$C_1 = \frac{\sin(\sigma - \beta_0) \cos \alpha}{\sin(\beta_0 + \alpha) \sin \sigma}; \quad (364)$$

$$C_2 = \frac{\cos \beta_0}{\sin(\beta_0 + \alpha)}. \quad (365)$$

Значения коэффициентов C_1 и C_2 , вычисленные для типовых условий разработки пластов, приведены в этих документах в форме таблиц.

Формулы (362), (363) выведены для нисходящего порядка отработки, т. е. когда известно положение очистной выработки в верхнем пласте и необходимо определить оптимальное положение выработки в нижнем пласте. При восходящей отработке пластов формулы для определения оптимальных горизонтальных расстояний между границами очистных выработок в соседних пластах имеют такой вид (вывод формул аналогичен предыдущему):

$$L = \frac{H_n \sin(\sigma - \beta_0) \cos \alpha}{\sin \beta_0 \sin(\sigma + \alpha)} + h \frac{\cos \sigma}{\sin(\sigma + \alpha)} \quad (366)$$

или

$$L = H_n C_3 + h C_4, \quad (367)$$

где H_n — глубина залегания нижней границы очистной выработки в нижнем из рассматриваемых пластов;

$$C_3 = \frac{\sin(\sigma - \beta_0) \cos \alpha}{\sin(\sigma + \alpha) \sin \beta_0}; \quad (368)$$

$$C_4 = \frac{\cos \sigma}{\sin(\sigma + \alpha)}. \quad (369)$$

Значения коэффициентов C_3 и C_4 также приведены в нормативных документах в форме таблиц.

При отработке свит крутопадающих пластов, вскрываемых вертикальными стволами и квершлагами, расстояние между пластами, при котором не будет существенного однозначного наложения деформаций, вычисляют из выражения

$$L = H (\operatorname{ctg} \beta_0 - \operatorname{ctg} \sigma), \quad (370)$$

где H — глубина расположения откаточного квершлага.

Нетрудно убедиться, что формула (370) является частным случаем формул (360) и (366), для чего достаточно подставить в них значение $h = L \sin \alpha$ и преобразовать их.

Степень деформирования подрабатываемых объектов зависит не только от взаимного расположения горных выработок в пространстве, но и от развития горных работ во времени.

Так, при компенсации деформаций необходим минимальный разрыв во времени между отработкой пластов, чтобы не допустить появления опасных деформаций до их компенсации. При отработке пластов по способу, при котором не происходит существенного однозначного суммирования деформаций, разрыв во времени между отработкой пластов имеет второстепенное значение. При отдельной отработке пластов, когда возможно однозначное наложение деформаций, разрыв во времени между отработкой пластов должен быть не менее общей продолжительности процесса. Такой разрыв необходим для того, чтобы перед последующей подработкой снять напряжения, возникшие

от предыдущей подработки (преимущественно в стальных трубопроводах), или устранить появившиеся в объектах деформации.

§ 87. ПОДРАБОТКА ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ

Проблема разработки месторождений полезных ископаемых под водными объектами становится с каждым годом все острее. Это объясняется, с одной стороны, открытием и разведкой ряда месторождений под крупными водными объектами, в том числе под морями и океанами, с другой — интенсивным строительством ирригационных сетей, каналов, водохранилищ, прудов, шламонакопителей и других подобных сооружений.

При решении задачи отработки месторождений под водными объектами рассматривают обычно два вопроса:

1) предотвращение опасных поступлений воды в горные выработки;

2) обеспечение сохранности и нормальной эксплуатации подрабатываемого объекта.

Наиболее сложен и ответствен первый вопрос, так как он связан с безопасностью работ в шахтах и рудниках. Условия ведения горных работ под водными объектами, расположенными на земной поверхности, регламентируются законодательными актами, каковыми в СССР являются «Правила охраны сооружений и природных объектов» или «Указания по охране...», а под водными объектами, расположенными в толще пород, — «Правила безопасности».

По действующим «Правилам» и «Указаниям» ведение горных работ под водными объектами регламентируется значениями так называемой *безопасной глубины*, понятие которой широко используется в механике горных пород. Под безопасной глубиной разработки под водными объектами понимается минимальная глубина, при которой зона водопродящих трещин, образующаяся над выработанным пространством, не достигает нижней границы водного объекта, т. е. не создается условий для прорыва воды и затопления горных выработок.

Безопасную глубину горных работ под водными объектами следует определять из выражения

$$H_6 = K_6 m, \quad (371)$$

где K_6 — коэффициент безопасности, выбираемый из соответствующих таблиц «Правил» или «Указаний» в зависимости от состава и свойств горных пород, угла падения пластов, значения и размеров водного объекта; m — вынимаемая мощность пласта.

Значения коэффициентов K_6 , приведенные в «Правилах» и «Указаниях», установлены преимущественно опытным путем и колеблются в весьма широких пределах, что объясняется спецификой месторождений, особенностями состава, структуры, степенью развития трещиноватости толщи пород, разными возможностями водоотлива, результатами и последствиями имеющих в бассейне случаев подработки, неодинаковой обеспеченностью запасами и рядом других, подчас субъективных, причин. В связи с этим предпринимали и продолжают (особенно успешно в последние годы) попытки обобщить результаты подработки и создать единую, объективную методику определения безопасных условий выемки полезных ископаемых под водными объектами.

Перспективным является предложение принять в качестве основного критерия допустимости подработки водных объектов наличие или отсутствие гидравлической связи этих объектов с подземными водами коренных пород. Принимая этот критерий за основу, авторы работы [16] подразделяют все водные объекты на две группы:

1) объекты на водоупорном основании;

2) объекты на водопродящем основании.

К объектам первой группы отнесены: водотоки и водоемы на земной поверхности, повсеместно отделенные от коренных пород глинистыми наносами (глинами и суглинками) или при отсутствии последних коренными породами, близкими по физико-механическим свойствам к глинистым наносам; обводненные породы, залегающие согласно с разрабатываемыми пластами и отделенные от них водоупорными слоями; обводненные депрессии, выполненные пльвунами, песками или гравийно-галечниковыми отложениями при повсеместном наличии глин в основании.

Во вторую группу входят водоемы и водотоки, расположенные на поверхности коренных пород, обводненные породы и трещиноватые зоны, залегающие несогласно с разрабатываемыми пластами, а также русла, заливаемые поймы и обводненные песчано-галечниковые отложения долин рек, под которыми полностью или частично отсутствуют глинистые наносы или породы, аналогичные им по физико-механическим свойствам.

Приведенная классификация с некоторыми уточнениями использована в «Правилах охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» [108] при определении критериев и оптимальных условий выемки угля под водными объектами. Согласно «Правилам» к первой группе отнесены не все водотоки, водоемы и обводненные породы, подстилаемые глинами или суглинками, а лишь те из них, у которых мощность подсти-

лаемых глин (суглинков) не менее глубины водотока (водоёма) или напора воды над почвой водоносного горизонта.

Подработка водного объекта, относящегося к первой группе, за пределами зоны опасного влияния не приводит к существенному увеличению притока воды в горные выработки. При подработке водного объекта, относящегося ко второй группе, за пределами той же зоны гарантируется предотвращение внезапных прорывов воды и затопления шахты, но не исключается возможность постепенного нарастания притока за счет фильтрации по водоносным горизонтам, получающим питание на выходах под водный объект. Иногда такие притоки по мере развития горных работ могут быть значительными.

В упомянутых выше «Правилах» безопасную глубину разработки для каждой из указанных групп определяют в зависимости от мощности разрабатываемых пластов m и водоупорных пород h_r . Для водных объектов первой группы при мощности водоупорных слоев, равной или более удвоенной вынимаемой мощности пласта, значения безопасной глубины разработки приведены в табл. 30, а для остальных объектов обеих групп в табл. 31. Отсчитывается безопасная глубина от нижней границы водного объекта по вертикали, за исключением обводненных пород, залегающих согласно с разрабатываемыми пластами, когда она отсчитывается по нормали к напластованию.

Значения безопасной глубины в табл. 29 и 30 приведены для типовых условий разработки угольных месторождений и, естественно, не отражают всего многообразия условий, встречающихся на практике. Поэтому безопасную глубину разработки под водным объектом для конкретных горно-геологических условий рекомендуется уточнять путем проведения специальных гидрогеологических наблюдений за водопроницаемостью горных пород до и после подработки на опытном участке шахтного поля, расположенном за пределами зоны опасного влияния водного объекта, но максимально приближенном к этой зоне.

Зоной опасного влияния водного объекта считают участок, выемка полезного ископаемого в пределах которого может повлечь за собой недопустимое увеличение притока воды в горные выработки, а в определенных условиях — прорыв воды и затопление выработок.

Границы зоны опасного влияния строят от границ водного объекта по углам разрывов δ'' , β'' , γ'' .

Углы разрывов — внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу выработки с наиболее удаленной от центра мульды сдвижения трещиной. Углы разрывов обычно на $5-10^\circ$ круче углов сдвижения, но не круче

Таблица 30

Значения H_6 , м, под водными объектами первой группы при $h_r \geq 2m$ и $m \leq 3,5$ м

Вынимаемая мощность пласта m , м	Минимальная мощность глинистых наносов, м					
	2—4	5—6	7—8	9—10	11—15	Более 15
1,0	40	35	30	30	25	20
1,5	60	50	45	40	35	30
2,0	75	60	55	50	45	40
2,5	—	65	60	55	50	50
3,0	—	70	65	60	60	60
3,5	—	—	70	70	70	70

Примечание. При $m > 3,5$ м и $h_r > 2m$ значение безопасной глубины принимается равным 20 м.

Таблица 31

Значения H_6 , м, под водными объектами первой и второй групп при $h_r < 2m$ и $m \leq 4$ м

Вынимаемая мощность пласта m , м	Средняя мощность аргиллитов, алевролитов и глинистых сланцев в процентах к мощности подрабатываемой толщи				
	0—20	21—40	41—60	61—80	81—100
1,0	60	55	50	45	40
1,5	90	80	75	70	60
2,0	115	105	95	85	80
2,5	125	115	105	95	85
3,0	140	130	115	105	90
3,5	150	140	125	110	95
4,0	160	150	135	120	105

Примечание. При определении процентного содержания аргиллитов, алевролитов и глинистых сланцев в подрабатываемой толще наносы и породы, удаленные от кровли разрабатываемого пласта на расстояние менее 10 м, не учитываются.

90° . Нижней границей зоны опасного влияния водного объекта является горизонт безопасной глубины.

Для определения высоты водопроводящих трещин применяют гидрогеологические методы, основанные на наблюдениях за изменениями порового давления и напором воды в обводненных слоях пород, на измерении и сравнении удельных водопоглощений в слоях пород до и после подработки.

Характер и интенсивность притоков воды в горные выработки можно определять также на основании расчетов зон деформирования, в которые попадают водные объекты. Методика этих расчетов приведена в гл. 14. При попадании водного

объекта в зоны I и II (рис. 100) происходит катастрофический прорыв воды с полным затоплением горных выработок. Если водный объект попадает в зону III, 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 IV 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 V, вода в горные выработки не поступает.

Учитывая недостаточное совершенство существующих способов определения условий безопасной выемки полезных ископаемых под водными объектами, вопросы подработки этих объектов обычно решают путем использования и сопоставления различных расчетных методов и местного опыта. Особое внимание уделяют при этом тампонажу скважин, старых стволов и шурфов, а также уточнению местоположения тектонических нарушений и их изоляции.

При таком подходе подработка водных объектов проходит, как правило, благополучно. За последние десятилетия извлечены многие миллионы тонн угля под такими относительно крупными реками в СССР, как Воркута и Аяч-Яга в Печорском бассейне, Челы и Большая Анжера в Кузнецком бассейне, Виашер и Сухой Кизел в Кизеловском бассейне, Северский Донец и Нижняя Крынка в Донбассе, Западный Буг и Рата во Львовско-Волынском бассейне, Цаки-Квара и Маки-Квара на Ткварчельском месторождении и др. Под морским дном ведут работы в Великобритании, Канаде, Чили, Японии и др. Вместе с тем опыт показывает, что малейшие упущения в вопросах ведения горных работ под водными объектами влекут за собой иногда весьма тяжелые последствия.

Для предотвращения опасных поступлений воды в горные выработки применяют различные профилактические мероприятия как на земной поверхности, так и в шахте. В тех случаях, когда водные объекты имеют ограниченный расход или запас воды, бывает целесообразно отвести их или перекачать из них воду за пределы влияния горных работ. Воду в небольших ручьях и балках с водотоком пропускают иногда по специальным лоткам или трубам. Появляющиеся трещины тщательно тампонируют.

В качестве горных мероприятий применяют различные способы закладки выработанного пространства, камерно-столбовую систему разработки, гармоническую отработку пластов и другие меры, изложенные в предыдущих параграфах.

Вопросы охраны ирригационных сетей и каналов, источников водоснабжения и других подобных объектов решают обычно для каждого объекта с учетом конкретных условий. При решении этих вопросов рассчитывают возможные потери воды из водных объектов вследствие фильтрации ее в горные выработки, которая может происходить как непосредственно через зону водопроводящих трещин над выработанным пространством, если она достигает границ водного объекта, так и через проницаемые слои и зоны, связывающие водный объект с зоной водопроводящих трещин. Один из методов прогноза потерь воды из водоносного горизонта изложен выше. Более подробно рассмотрены эти методы в «Инструкции по проектированию, строительству и эксплуатации гидротехнических сооружений на подрабатываемых горными работами территориях (СН 522—79)».

Опыт подработки искусственных водоемов показывает, что значительных утечек воды из них не происходит, если под дном водоема залегают глинистые наносы мощностью более $2m$ (где m — вынимаемая мощность пласта) и не менее h_r , определяемой по формуле

$$h_r = (10m/H^2 - 2,5K_r) \cdot 10^3, \text{ м} \quad (372)$$

где K_r — коэффициент, меняющийся в пределах от $0,6 \cdot 10^{-3}$ до $1,5 \cdot 10^{-3} \text{ м}^{-1}$ при увеличении доли аргиллитов, алевролитов и глинистых сланцев в общей мощности подрабатываемой толщи.

Если на участке строительства искусственного водоема нет глинистых наносов указанной выше необходимой мощности, то на его дно укладывают противофильтрационный экран из слоя глины или суглинка (иногда в сочетании с полиэтиленовой пленкой).

Особую осторожность следует проявлять при отработке под водными объектами калийных и каменных солей. Опыт подработки водных объектов, накопленный в угольной промышленности, имеет здесь ограниченное применение, так как угольные шахты располагают, как правило, мощными средствами водоотлива и относительно легко справляются с небольшими дополнительными притоками. В соляных рудниках, где нет водоотлива, даже небольшие притоки воды могут привести к крупным авариям. Следует помнить также, что разрабатываемые пласты соли часто залегают в породах, поддающихся растворению, как и сами пласты.

§ 88. КОНСТРУКТИВНЫЕ МЕРЫ ЗАЩИТЫ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ СООРУЖЕНИЙ

Конструктивные меры защиты могут быть осуществлены как в период проектирования и строительства сооружений, так и непосредственно перед подработкой в период их

эксплуатации. Более эффективны меры, осуществляемые в период строительства. Выполнять их в этот период также несравненно проще. Однако вкладывать средства в мероприятия, которые окупятся через много лет, не всегда бывает выгодно. В ряде случаев выгоднее провести ремонтно-восстановительные работы или применить более дорогие мероприятия в период эксплуатации сооружения, чем вводить их заранее. Поэтому при строительстве сооружений, подработку которых намечают через 20 лет и более, применять полный комплекс мероприятий обычно не рекомендуется.

Вопросы строительства сооружений на подрабатываемых территориях, в том числе и условия применения конструктивных мероприятий, регламентированы в СССР специальными нормативными документами [108, 125].

Здания проектируют по жесткой, податливой и смешанной конструктивным схемам. При проектировании по жесткой схеме предусматривают усиление здания железобетонными поясами и другими конструкциями, повышающими жесткость и прочность здания до состояния, при котором несущие конструкции смогут сопротивляться деформациям земной поверхности. Проектирование по податливой схеме имеет целью придать зданию определенную гибкость с таким расчетом, чтобы оно вписывалось в мульду сдвига и при этом в несущих конструкциях не возникало опасных напряжений. Гибкость зданий создают путем применения специальных шарнирных вставок и связей, нежестких междуэтажных поясов, широких проемов и пр. Для защиты таких зданий от горизонтальных деформаций земной поверхности между наземной и подземной частью создают обычно шов скольжения. При применении принципа податливости предусматривают меры по обеспечению пространственной устойчивости каждого отсека здания. При проектировании по смешанной конструктивной схеме применяют различное сочетание жесткой и податливой схем. Например, подземную часть принимают податливой, а наземную — жесткой и т. д.

Наиболее эффективным и широко применяемым мероприятием для защиты жилых и производственных зданий, ряда гидротехнических и других сооружений от вертикальных и горизонтальных деформаций основания является разрезка их на секции прямоугольной формы в плане путем устройства деформационных швов, которые устраиваются во всех несущих и ограждающих конструкциях. Ширина деформационного шва $\delta_{ш}$ вычисляется из выражений

а) на отметке подошвы фундамента

$$\delta_{ш} \geq n_e m_e \epsilon L_0; \quad (373)$$

б) на отметке конька или карниза

$$\delta_{ш} \geq n_e m_e \epsilon L_0 + \theta H, \quad (374)$$

где L_0 — расстояние между центральными осями смежных секций; H — высота здания или сооружения, равная расстоянию от подошвы фундамента до карниза или конька; ϵ — относительные деформации сжатия вследствие подработки; θ — расчетный крен секций, определяемый по формулам

$$\theta = n_k m_k L_0 / R, \quad (375)$$

или

$$\theta = n_h h_y / L, \quad (376)$$

где R — радиус кривизны; h_y — высота уступа; L — длина секции; n_e, n_k, n_h, m_e, m_k — коэффициенты соответственно перегрузки и условий работы, приведенные в «Правилах».

При проектировании трубчатых водосбросов, прокладываемых в бетонных или железобетонных галереях, ширину шва $\delta_{ш.г}$ между отдельными секциями назначают исходя из условия

$$\delta_{ш.г} \geq \left(n_e m_e \epsilon + \frac{D_\phi}{n_k m_k R} \right) L_0, \quad (377)$$

где D_ϕ — диаметр фланца галереи.

Для уменьшения вредного влияния горных работ на технологическое оборудование применяют следующие конструктивные мероприятия: разрезку на отдельные блоки и устройство упругих связей между этими блоками и агрегатами, а также гибких передач между двигателями и машинами; установку оборудования на домкратах и других устройствах, позволяющих регулировать его положение при подработке; создание шарнирно-подвижных опор и увеличение опорных плоскостей.

При проектировании трубопроводов различного назначения (газо-, водопроводов, канализации) в качестве мер защиты используют: засыпку трубопроводов грунтом, плохо сцепляющимся с трубопроводом (наиболее часто применяют песок или другие материалы, близкие по свойствам к песку); устройство на поверхности трубопровода изоляции, уменьшающей коррозию металлических труб и снижающей сцепление с грунтом; создание равнопрочных стыков; установку сальниковых, П-образных и других компенсаторов. Эффективным средством защиты является укладка трубопроводов на поверхности земли на опорах различной конструкции. Это мероприятие было применено, в частности, при строительстве канала Северный Донец — Донбасс, трасса которого проходит над горными выработками, в связи с чем часть его пропущена по трубам большого диаметра, уложенным на поверхности на специальных опорах, обеспечивающих возможность выравнивания и рихтовки трубопровода.

В отдельных случаях, чтобы избежать заземления труб грунтом, укладку трубопроводов (за исключением газопроводов) производят в каналах, выполняемых из сборных элементов небольшой длины, обладающих определенной гибкостью и подвижностью за счет компенсационных возможностей соединения стыков.

При прокладке над горными выработками линий канализации трубопроводам задают избыточный уклон с таким расчетом, чтобы самотечность канализации сохранялась и после ее подработки. В этом случае уклон i_y , который должен иметь трубопровод при укладке, определяют из выражения

$$i_y = i_d + \Delta i, \quad (378)$$

где i_d — минимально допустимый уклон, обеспечивающий самотечное движение жидкости и ила в период и после подработки; Δi — изменение уклона в результате подработки (это изменение вычисляют по формулам, приведенным в гл. 14).

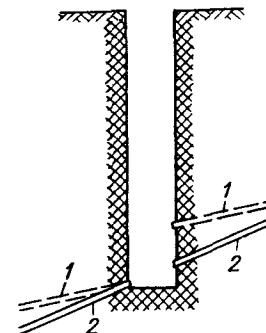
В условиях крутого, складчатого и нарушенного залегания пластов, когда на земной поверхности образуются уступы, в местах пересечения линий канализации уступами целесообразно сооружать специальные колодцы. Для лучшей сохранности колодцев их следует располагать не непосредственно на уступах, а на расстоянии 0,5—1,0 м от них. Трубы в колодцах должны иметь перепад, равный ожидаемой высоте уступа, а конструкция колодца должна обеспечивать возможность подвижки труб в колодце на высоту перепада (рис. 130, штриховые линии). При таком устройстве колодцев трубы после подработок займут положение, обеспечивающее нормальный ток жидкости.

Для эксплуатируемых зданий, построенных без специальных конструктивных мероприятий, применяют следующие меры защиты: разделение зданий на секции путем создания деформационных швов, как было указано выше; усиление зданий тяжами, установленными на одном или нескольких уровнях по периметру стен; установка зданий на домкраты с подведением металлических или железобетонных обвязочных балок под наружные и внутренние стены; отрывка вокруг зданий компенсационных траншей, концентрирующих в себе основные виды деформаций с целью разрядки напряжений в зданиях; устройство железобетонных плит и поясов по грунту или на уровне перекрытия над подвалом; подведение железобетонных фундаментов; укрепление отдельно стоящих колонн и т. д.

Защиту эксплуатируемых напорных трубопроводов (газо-, водо-, продуктопроводов и др.) осуществляют: вскрытием их с целью освобождения от заземления грунтом; усилением сварных стыков наваркой цилиндрических муфт, разгрузкой трубопроводов от напряжений посредством разрезки их автогеном и

Рис. 130. Схема устройства канализационных колодцев в условиях образования на земной поверхности трещин и уступов.

Положение труб: 1 — до подработки; 2 — после подработки.



последующей сварки коротыша; установкой компенсаторов различных конструкций; кольцеванием и установкой задвижек.

Для обеспечения нормальной работы самотечных канализационных трубопроводов при подработке производят прочистку и промывку трубопроводов на участке возникновения застоя и иногда подъем трубопровода на прежние высотные отметки для обеспечения самотечности.

Опоры подвесных дорог и высоковольтных линий электропередач, радио- и телевизионные вышки при необходимости укрепляют перед подработкой дополнительно растяжками. В отдельных случаях для выравнивания радио- и телевизионных вышек применяют поддомкрачивание и подклинивание. Такой способ был применен, в частности, при подработке телевизионной вышки в г. Донецке.

При подработке железных дорог производят выправление продольного и поперечного профиля путей, регулировку зазоров между рельсами, расширение насыпи и другие работы, необходимые для обеспечения безопасной и бесперебойной эксплуатации подрабатываемых дорог.

Особое место среди конструктивных мер занимают методы защиты вертикальных стволов в силу специфических условий их работы. Стволы находятся в массиве горных пород, непосредственно связаны с ним и деформируются не только из-за неравномерного сдвижения пород, но и вследствие перераспределения напряжений в массиве, вызванного как проходкой стволов, так и влиянием очистных работ.

Поэтому при проектировании конструктивных мероприятий необходимо предусматривать защиту стволов и от сдвижения горных пород и от перераспределения напряжений.

Конструктивные меры защиты стволов стали внедрять относительно недавно, поэтому опыт их применения еще невелик. Тем не менее уже теперь можно утверждать, что эти меры защиты найдут широкое применение в практике горного дела, так как традиционные методы защиты стволов предохраня-

тельными целиками при больших глубинах разработки пластов становятся явно нерациональными. Дело в том, что с увеличением глубины горное давление повышается и степень деформирования стволов (в отличие от сооружений, расположенных на земной поверхности) растет. Целики, построенные по углам сдвига, оказываются недостаточными, а применение граничных углов ведет к увеличению потерь в целиках в 3—4 раза.

Поскольку наиболее распространенным видом деформирования стволов является изменение их длины (укорочение или удлинение), конструктивные меры направлены прежде всего на защиту крепи и армировки стволов от этого вида деформаций. С этой целью в крепи ствола устраивают горизонтальные осадочные швы, заполняемые податливым или малопрочным материалом, уменьшают трение и ослабляют связи между крепью и окружающими породами, применяют специальные крепежные материалы или конструкции, на стыках проводников устанавливают компенсирующие узлы податливости или сменные вкладыши.

Горизонтальные осадочные швы располагают в зоне максимальных вертикальных сжатий, в местах пересечения стволом слабых породных прослоев, угольных пластов или рудных жил, контактов пород разной прочности. В качестве податливых и малопрочных материалов при заполнении осадочных швов применяют деревянные доски и брусья, пустотелые блоки, крупнопористый и ячеистый бетон.

Трение уменьшают заполнением пространства между крепью и породой вязким или сыпучим материалом (битумом, асфальтом, шлаками, щебнем, гидроизолом и др.) или применением специальных антифрикционных покрытий.

Подбор крепежного материала, способного выдержать без разрушения расчетное вертикальное укорочение, производят по формуле

$$E \leq \frac{[\sigma_{сж}](1 - \nu)}{\epsilon_{зр}}, \quad (379)$$

где E — модуль деформации материала несущей крепи; $[\sigma_{сж}]$ — расчетное сопротивление материала несущей крепи на одноосное сжатие; ν — коэффициент поперечных деформаций материала крепи; $\epsilon_{зр}$ — максимальное расчетное значение относительных вертикальных деформаций пород по линии ствола.

Для компенсации деформаций вертикального укорочения или удлинения ствола применяют укороченные звенья проводников, равные полуторному шагу армировки. При этом стыковку смежных звеньев производят так, чтобы один конец располагался на расстреле, а другой — в середине пролета между двумя смежными ярусами расстрелов. Типовые схемы кон-

структивных решений защиты жестких армировок стволов приведены во «Временных указаниях...» [32].

При наклонном и крутом падении пластов помимо вертикальных деформаций происходит изменение диаметра стволов, сдвиг поперечных сечений и срез крепи. Для защиты от этих видов деформаций применяют радиальные вертикальные податливые прокладки или специальные крепи, выдерживающие без разрушения изменение формы поперечного сечения; производят заполнение закрепного пространства сжимающимися или вязкими материалами. Иногда применяют также крепи из не связанных жесткими связями элементов, в том числе отдельные блоки из легких материалов на анкерах, штанговую крепь с сеткой и т. д.

Для обеспечения в период эксплуатации необходимых зазоров между крепью ствола, движущимися сосудами, армировкой и канатами размеры и формы сечений стволов, а также расположение армировки и подъемных сосудов предусматривают в проекте с учетом предстоящих сдвижений массива пород. Обычно принимают схемы армировок с минимальным числом расстрелов и лунок, что может быть достигнуто за счет крепления части проводников к консолям и кронштейнам, применения проводников повышенной жесткости, одностороннего расположения проводников и т. д.

Глава 17. СПОСОБЫ ПОСТРОЕНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ

§ 89. НАЗНАЧЕНИЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ

С целью охраны объектов и сооружений от вредного влияния подземных горных разработок применяют различные защитные мероприятия. Наиболее надежной (но подчас наименее экономичной) мерой защиты является оставление предохранительных целиков.

Установление оптимальных размеров предохранительного целика представляет собой сложную и ответственную инженерную задачу. Известны случаи, когда целики недостаточных размеров вызвали большие повреждения сооружений, чем отработка запасов без оставления целиков. Вместе с тем оставление излишних запасов в целиках ведет к неоправданным потерям полезного ископаемого и наносит значительный ущерб народному хозяйству. Оставление целиков существенно нарушает технологию добычи полезного ископаемого и ритм работы горного предприятия. Особенно это ощутимо при высокой степени механизации добычных процессов, так как переход горных работ через оставляемый целик связан с преждевремен-

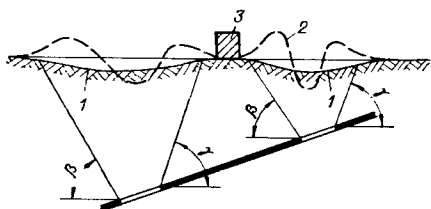


Рис. 131. Определение границы опасной зоны мутьды сдвижения.
1 — мутьда оседания; 2 — график горизонтальных деформаций; 3 — охраняемый объект.

ным демонтажем и дополнительным монтажем (за целиком) сложного современного оборудования. Поэтому предохранительные целиком оставляют под сооружениями только в тех случаях, когда другие меры охраны технически невыполнимы или нецелесообразны по технико-экономическим соображениям.

Условия оставления предохранительных целиком определяются действующими «Правилами охраны сооружений и природных объектов», утвержденными Комитетом Госгортехнадзора или согласованными с ним. Согласно этим «Правилам» целиком оставляют при ведении горных работ выше горизонта уже упоминавшейся «безопасной» глубины, определенной на основе опыта или расчета для различных видов сооружений в зависимости от их назначения, конструктивных особенностей, размеров, технического состояния, установленного оборудования и т. д.

При оставлении предохранительных целиком предусматривают, как правило, не полную защиту сооружений, а защиту их от разрушительных деформаций, т. е. при оставлении предохранительных целиком сооружения попадают за пределы опасной зоны мутьды сдвижения (рис. 131), определяемой углами сдвижения, основные понятия о которых даны в гл. 12. Для особо ответственных сооружений, в том числе для глубоких (свыше 600 м) вертикальных стволов шахт, целиком строят по граничным углам.

§ 90. ПОСТРОЕНИЕ ЦЕЛИКОВ ПОД ОБЪЕКТАМИ ОГРАНИЧЕННЫХ РАЗМЕРОВ НА ПОВЕРХНОСТИ

Под построением целиком следует понимать определение границ, до которых можно вести горные работы, не вызывая недопустимых повреждений в охраняемых объектах или прорыва воды в горные выработки. Обычно границы предохранительных целиком определяют на вертикальных разрезах линиями пересечения почвы пластов с плоскостями, проведенными под углами сдвижения (или граничными углами) через границы охраняемой площади. При определении границ охраняемой площади контур объекта ограниченных размеров в плане заменяют описанным прямоугольником, стороны кото-

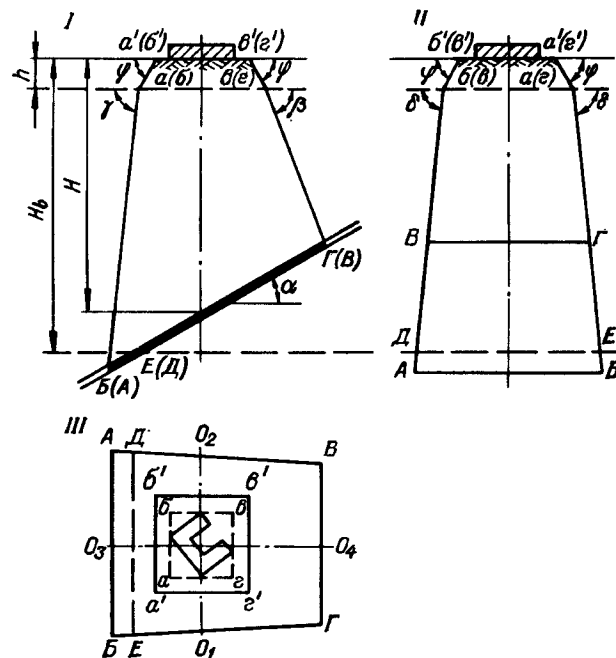


Рис. 132. Построение предохранительного целиком способом вертикальных разрезов.

I — разрез вкрест простирания пласта; II — разрез по простиранию пласта; III — план.

рого параллельны направлениям падения и простирания пласта (на рис. 132 прямоугольник $ab\gamma\delta$). Такое направление сторон прямоугольника принимают потому, что углы сдвижения в правилах охраны сооружений задаются по простиранию и падению пласта (залежи). Параллельно сторонам полученного прямоугольника строят предохранительную берму, внешние границы которой являются границами охраняемой площади (на рис. 132 прямоугольник $a'b'e'e'$). Берма обеспечивает некоторый запас надежности охраны объектов с учетом погрешности определения углов сдвижения. Размеры берм принимают в зависимости от значимости объекта и его чувствительности к деформациям земной поверхности. Так, в «Правилах охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» ширина бермы для вертикальных шахтных стволов, в том числе и слепых, принимается равной 20 м, для шурфов — 10 м, для технических скважин глубиной более 500 м — 15 м, для скважин глубиной менее 500 м — 10 м. Для зданий и сооружений

Следовательно, расстояние в плане в диагональном направлении от границы охраняемой площади до границы целика будет равно

$$q = H_q \operatorname{ctg} \beta'; \quad (385)$$

$$l = H_l \operatorname{ctg} \gamma', \quad (386)$$

где H_q и H_l — глубины расположения точек пересечения пласта линиями, проведенными соответственно под углами β' и γ' от границ охраняемой площади в вертикальной плоскости θ , т. е. плоскости, составляющей с направлением простирания пласта угол θ .

Значения H_q и H_l вычисляют из выражений

$$H_q = \frac{H}{1 + \operatorname{ctg} \beta' \operatorname{tg} \alpha'}; \quad (387)$$

$$H_l = \frac{H}{1 - \operatorname{ctg} \gamma' \operatorname{tg} \alpha'},$$

где H — глубина залегания пласта под границей охраняемой площади в плоскости θ ; α' — угол падения пласта в диагональном направлении, т. е. угол наклона к горизонту линии пересечения пласта с плоскостью θ .

Подставив значения H_q и H_l в формулы (385) и (386) и заменив $\operatorname{tg} \alpha'$ выражением $\operatorname{tg} \alpha \cos \theta$, получим

$$q = \frac{H \operatorname{ctg} \beta'}{1 + \operatorname{ctg} \beta' \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}; \quad (388)$$

$$l = \frac{H \operatorname{ctg} \gamma'}{1 - \operatorname{ctg} \gamma \cos \theta \operatorname{tg} \alpha}. \quad (389)$$

Значения длин перпендикуляров q и l и углов сдвижения β' и γ' для различных условий залегания пластов приведены в «Правилах» и «Указаниях» в виде таблиц и номограмм.

Построение целиков по способу перпендикуляров для объектов ограниченных размеров производят обычно следующим образом.

1. По допустимым деформациям или по категории охраны сооружения устанавливают размер бермы, с учетом которой строят контур охраняемой площади на земной поверхности; линии контура могут быть параллельны линиям падения и простирания пластов (рис. 134, I, III) или сторонам охраняемого объекта (рис. 134, II, IV). При наличии наносов определяют контур охраняемой площади на контакте наносов с коренными породами, для чего параллельно контуру на земной поверхности проводят линии на расстоянии от него равном q_ϕ , значение которого вычисляют из выражения

$$q_\phi = h \operatorname{ctg} \phi, \quad (390)$$

где h — мощность наносов; ϕ — угол сдвижения в наносах.

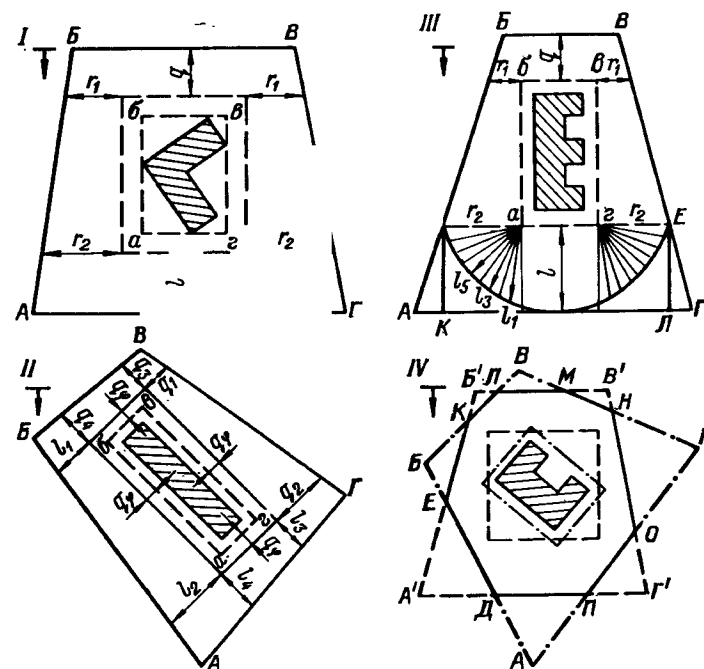


Рис. 134. Определение границ предохранительного целика по способу перпендикуляров.

I — границы охраняемой площади параллельны элементам залегания пласта; II — границы охраняемой площади параллельны контурам объекта, расположенного диагонально к простиранию пласта; III — пример срезания углов целика; IV — построение целика комбинированным способом.

2. Строят контур предохранительного целика на плане, откладывая от границ охраняемой площади соответствующие перпендикулярные отрезки q , l и r (рис. 134). Значения q и l определяют по формулам (385) и (386), а значение r из выражения

$$r = H \operatorname{ctg} \delta. \quad (391)$$

При наличии наносов значения H в этих формулах уменьшают на h , а перпендикуляры откладывают от границы охраняемого контура на контакте наносов с коренными породами (рис. 134, II).

С целью получения целика оптимальных размеров допускается срезание его острых углов. При этом применяют несколько методов. Наиболее простой состоит в следующем. Через нижнюю по падению границу охраняемой площади (при условии, что она параллельна простиранию пласта) проводят линию до пересечения с границами целика по простиранию

(линия *DE* на рис. 134, III). Из точек пересечения проводят линии, параллельные падению пласта (линии *DK* и *EL*). За окончательный целик при таком методе срезания углов принимают многоугольник *КДВЕЛ*.

Иногда нижней по падению части целика придают эллиптическую форму. С этой целью из нижних по падению угловых точек *a* и *z* охраняемой площади проводят ряд линий под углом к простиранию от 0 до $\pi/2$. На этих линиях откладывают перпендикулярные отрезки l_1, l_2, l_3, \dots , концы которых соединяют плавной кривой, как это показано на рис. 134, III.

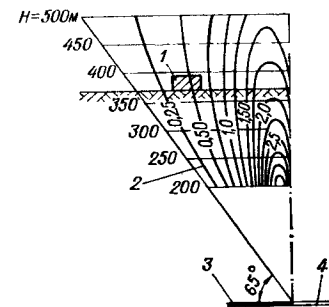
Для срезания острых углов предохранительных целиков часто применяют комбинированные способы. Один из них приведен на рис. 134, IV. На этом рисунке показаны контуры целика, построенные по способу вертикальных разрезов (*A'B'B'G'*) и по способу перпендикуляров (*АВВГ*). Оптимальная форма целика, определяется площадью перекрытия обоих контуров (*ДЕКЛМНОП*). Однако заметим, что криволинейные и сложные ломаные границы предохранительных целиков трудно оконтурить горными работами, и поэтому большого практического смысла они не имеют.

При построении предохранительных целиков по способу проекций с числовыми отметками плоскости сдвижения изображают в изолиниях и границы целика определяют по пересечению этих плоскостей с почвой залежи, также изображенной в изолиниях. Для удобства построений высота сечения изолиний должна быть одинаковой и для плоскостей сдвижения и для почвы залежи. Способ проекций с числовыми отметками для объектов ограниченных размеров в плане применяют редко. Поэтому подробно рассматривать его здесь не будем.

Для построения целиков под объекты, имеющие сложную конфигурацию в плане, применяют иногда метод угловых точек. Этим методом целики строят под каждую угловую точку охраняемой площади. Затем соединяют общей линией наиболее удаленные от охраняемого объекта точки контура этих целиков и получают границы искомого предохранительного целика под весь охраняемый объект. В тех случаях, когда целики под охраняемые объекты строят по способу перпендикуляров, метод угловых точек является разновидностью способа перпендикуляров. Если же эти целики строят по способу вертикальных разрезов, он является разновидностью способа вертикальных разрезов.

В последние годы в связи с совершенствованием методики определения допустимых деформаций для различных объектов появились способы построения предохранительных целиков по допустимым деформациям. При этом построение целиков производят следующим образом. По действующим нормативным документам или рекомендациям специалистов (строителей, тех-

Рис. 135. Определение границ предохранительного целика по допустимым деформациям с помощью номограммы горизонтальных деформаций. 1 — охраняемый объект; 2 — изолинии горизонтальных деформаций растяжения; 10^{-2} ; 3 — предохранительный целик; 4 — выработанное пространство.



нологов и т. д.) устанавливают виды и значения деформаций, от которых надо защищать данное сооружение. Так, для сооружений башенного типа опасными являются наклоны, для подземных (бетонных) резервуаров воды — растяжения и т. д. Построение целика сводится к определению границ горных работ, при которых деформации земной поверхности в районе охраняемой площади не превысят допустимых значений. Местоположение этих границ определяют путем расчетов по методике, изложенной в гл. 14, или с помощью приведенных там же номограмм, на которых деформации земной поверхности изображены в изолиниях. Номограмму, построенную для условий полной подработки и выполненную на кальке, накладывают на разрез так, чтобы лава на номограмме совмещалась с почвой залежи на разрезе, а изолиния номограммы с отметкой $\epsilon_{\text{доп}}/m$ или $i_{\text{доп}}/m$ (где $\epsilon_{\text{доп}}$ и $i_{\text{доп}}$ — соответственно допустимые для объекта горизонтальные деформации и наклоны; m — вынимаемая мощность залежи) проходила через границу охраняемой площади. Граница лавы, ближайшая к охраняемой площади, будет являться искомой границей предохранительного целика на данном разрезе (рис. 135). Полученные таким образом границы целика на разрезах вкрест простирания и по простиранию переносят на план и соединяют в один общий контур, как и при способе вертикальных разрезов.

§ 91. ПОСТРОЕНИЕ ЦЕЛИКОВ ПОД ВЫТЯНУТЫМИ ОБЪЕКТАМИ

К вытянутым объектам относятся линии железных дорог, трубопроводы различного назначения, реки, каналы, наклонные шахтные стволы, квершлаг и другие подобные объекты, пересекающие шахтные поля на значительном протяжении. При построении предохранительных целиков под такие объекты наиболее часто применяют способ перпендикуляров и обычно в такой последовательности (рис. 136):

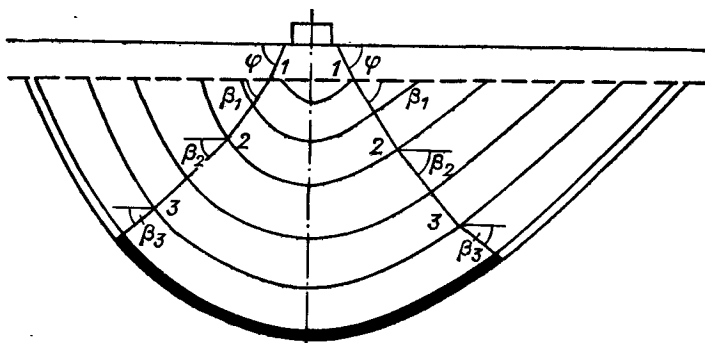


Рис. 137. Схема к построению предохранительного целика для сооружения, расположенного над осевой поверхностью синклинали складки.

оружий, расположенных над осевой частью синклинали складки, «Правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» рекомендуется производить следующим способом (рис. 137).

Вначале от границ охраняемой площади проводится линия в наносах под углом сдвижения φ до контакта с коренными породами (точка 1) и продолжается в коренных породах под углом β_1 до пересечения со слоем пород в точке 2, в которой угол падения α_2 отличается на 10° от α_1 — угла падения пород в точке 1. Угол β_1 определяется по углу падения пород в точке 1. Затем по углу α_2 определяется угол сдвижения β_2 и под этим углом из точки 2 проводится линия до пересечения со слоем пород в точке 3, в которой угол падения α_3 отличается на 10° от α_2 . Аналогичные построения продолжают до тех пор, пока линия, проведенная под соответствующим углом β_n , не пересечет угольный пласт, чем и определяется верхняя граница целика на одном крыле складки. Таким же образом определяется граница целика на другом крыле складки.

Изложенный способ можно упростить, заменив часть громоздких построений несложными вычислениями. В частности, вместо ломаной линии, проведенной под углами $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_n$, целесообразно провести одну линию под углом $\beta_{ср}$, найденному по средневзвешенному значению $\alpha_{ср}$, которое определяется из выражения

$$\alpha_{ср} = \frac{\alpha_1 M_1 + \alpha_2 M_2 + \dots + \alpha_n M_n}{\Sigma M}, \quad (395)$$

где $\alpha_1, M_1, \alpha_2, M_2, \dots, \alpha_n, M_n$ — соответственно углы падения и мощности слоев, составляющих толщу пород на рассматриваемом крыле складки; $\Sigma M = M_1 + M_2 + \dots + M_n$.

При построении предохранительного целика для сооружений, расположенных над одним из крыльев синклинали складки, верхняя граница целика на разрезе вкрест простирания определяется так же, как и для сооружений, расположенных над осевой частью складки, а нижняя граница устанавливается в зависимости от углов падения крыльев складки по следующей методике. При углах падения крыльев складки менее 45° от границ охраняемой площади проводится линия под углом сдвижения φ до контакта с коренными породами и продолжается в коренных породах под углом γ до пересечения с осевой поверхностью складки, после чего она проводится под углом β до пересечения с угольным пластом. При углах падения крыльев складки более 45° вместо угла γ принимается угол $\alpha_{ср}$ — средний угол падения пластов крыла складки, над которым расположено сооружение. В остальном порядок построения целика остается тем же, что и при углах падения крыльев складки менее 45° .

§ 92. ПОСТРОЕНИЕ ЦЕЛИКОВ ДЛЯ ОХРАНЫ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Вертикальные стволы шахт и рудников являются основными артериями горнодобывающих предприятий. Поэтому 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.

Для относительно неглубоких стволов (до 400 м), а также блоковых и воздухопадающих (вспомогательных) стволов любой глубины целики строят по углам сдвижения.

Границы предохранительных целиков для глубоких главных и вентиляционных стволов с жесткой крепью, оборудованных постоянным подъемом, определяют на вертикальных разрезах линиями пересечения почвы залежи с плоскостями, проведенными через границы охраняемой площади под углами сдвижения до глубин 400 м и под граничными углами от глубин 600 м (при $\alpha \leq \pi/4$) или 700 м (при $\alpha > \pi/4$) и более. В интервале глубин 400—600 м при $\alpha \leq \pi/4$ и 400—700 м при $\alpha > \pi/4$ границы предохранительных целиков определяются линиями, соединяющими границы целиков соответственно на глубинах 400 и 600 м или 700 м.

Размеры целиков по всем пластам или залежам или участкам пластов (залежей), расположенным ниже зумпфа ствола на $0,2H$ и более (H — глубина ствола с зумпфом), определяют

при любых глубинах разработки по углам сдвижения от границы берм охраняемой площади.

Размер бермы при определении охраняемой площади принимают для всех стволов равным 20 м.

В тех случаях, когда фактическая глубина залегания полезного ископаемого меньше безопасной, установленной для сооружений промплощадки, а ствол допускается охранять по углам сдвижения, строят общий целик для охраны как ствола с подъемным комплексом, так и других надшахтных сооружений. Однако чаще приходится рассчитывать целик для охраны шахтного ствола вместе с копром и зданием подъемной машины отдельно от остальных сооружений промплощадки.

Методика построения целиков под стволы в основном та же, что изложена в предыдущих параграфах при рассмотрении других объектов. Но поскольку стволы следует защищать не только от недопустимых сдвижений, но и от опасных проявлений горного давления, околоствольные предохранительные целики должны отвечать ряду дополнительных требований. Так, границы предохранительных целиков, построенных по углам сдвижения, должны отстоять от ствола на разрезах вкрест простирания и по простиранию в плоскости пласта на расстоянии не менее 50 м при $\alpha \leq \pi/4$ и 60 м при $\alpha > \pi/4$ при глубинах до 400 м. При глубинах более 400 м указанные минимальные размеры целиков увеличивают из расчета по 10 м на каждые последующие 100 м глубины.

Для глубоких вертикальных стволов, охраняемых по граничным углам, размер целика l от ствола в плоскости пласта по падению при значениях α от $\pi/4$ до 65° определяют по формуле $l = A'H$, где H — глубина от поверхности до точки пересечения ствола пластом, A' — коэффициент, зависящий от угла падения пласта; его значения даны в соответствующих таблицах «Правил»; он колеблется в пределах от 0,25 (при $\alpha = \pi/4$) до 0,70 (при $\alpha = 65^\circ$).

При больших глубинах и наличии в основной кровле разрабатываемого пласта мощной (более 20 м) толщи труднообрушающихся монолитных пород ($[\sigma_{сж}] \geq 800 \text{ кгс/см}^2$) размер целиков по простиранию в каждую сторону от ствола (для защиты жесткой крепи от опорного давления) должен быть не менее 250 м.

Для сокращения потерь полезных ископаемых «Правилами» рекомендуется ограничивать размер целика в плоскости пласта в сторону падения пластов от ствола при α от 20° до $\pi/4$ значением 250 м. С этой же целью производят срезание углов целика по любому из рассмотренных выше способов.

Пример построения предохранительного целика криволинейной формы для охраны двух глубоких вертикальных шахтных

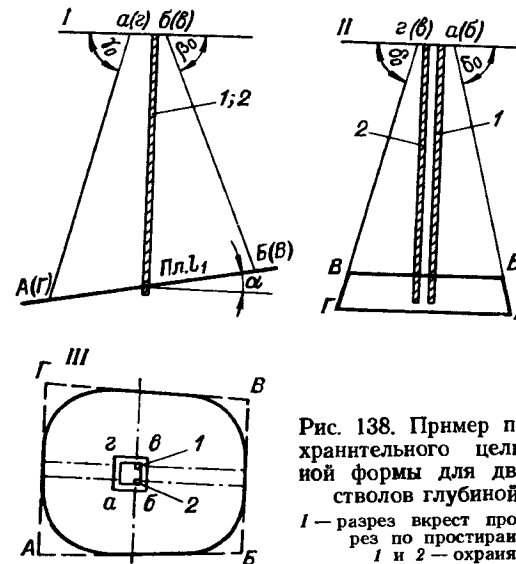


Рис. 138. Пример построения предохранительного целика криволинейной формы для двух вертикальных стволов глубиной свыше 600 м. 1 — разрез вкрест простирания; II — разрез по простиранию; III — план. 1 и 2 — охраняемые стволы.

стволов с копрами и зданиями подъемных машин приведен на рис. 138.

Недостатком изложенных выше традиционных способов построения предохранительных целиков под вертикальные стволы шахт является то, что в их основу положен принцип защиты сооружений, расположенных на земной поверхности, и в них не в полной мере учтены механизм деформирования толщи пород и расположенных в ней стволов, материал и конструкция крепи, число разрабатываемых пластов (залей) и другие влияющие факторы. Поэтому в одних случаях размеры целиков оказываются завышены, в других занижены, т. е. недостаточно надежны. Этим, в частности, объясняется переход к защите глубоких стволов по граничным углам. Анализ характера деформирования стволов и горно-геологических условий разработки пластов и залежей вблизи них показал, что в подавляющем большинстве случаев основной причиной повреждения крепи являлось сжатие массива горных пород, окружающих стволы. Следовательно, предохранительные целики должны быть таких размеров, при которых сжатие стволов не превысит критериев, допустимых для данного вида крепи. В результате проведенных исследований [136] получены формулы для определения оптимальных размеров l целиков по линиям падения и простирания пород в условиях горизонтального и пологого (до 10°) залегания пластов, а также в направлении простирания для пластов с углом падения более 10° . При целике симметричной формы, оконтуренном горными работами с двух

сторон (при $\alpha \leq 10^\circ$ в любом направлении, при $\alpha > 10^\circ$ по простиранию),

$$l = 0,4H_n \left(1 - \sqrt{\frac{\epsilon_d}{K_n} \cdot \frac{H_c}{m}} \right), \quad (396)$$

где l — расстояние от границы охраняемой площади до границы предохранительного целика; H_n — глубина ствола в точке пересечения пластом; H_c — глубина ствола у нижней границы зоны сжатия (обычно $H_c = 1,2 H_n$); m — вынимаемая мощность пласта (при одновременной отработке нескольких пластов принимают суммарную мощность этих пластов); ϵ_d — допустимое относительное сжатие ствола в вертикальном направлении; его определяют путем лабораторных или натуральных испытаний материала крепи или путем соответствующих расчетов или по специальным таблицам; для монолитной бетонной крепи в зависимости от состава и качества изготовления ϵ_d составляет $(0,3 \div 1) \cdot 10^{-3}$, для тубинговой крепи $(0,9 \div 2) \cdot 10^{-3}$; K_n — коэффициент концентрации деформаций в месте пересечения ствола рассматриваемым пластом, определяемый из выражения

$$K_n = \frac{E_{cp}}{E_n} \cdot \frac{H_n}{0,5H_c}; \quad (397)$$

E_{cp} — средний модуль упругости горных пород, вмещающих ствол; E_n — модуль упругости рассматриваемого пласта.

При целике симметричной формы, оконтуренном горными работами с четырех сторон (при $\alpha \leq 10^\circ$),

$$l = 0,4H_n \left(1 - 0,7 \sqrt{\frac{\epsilon_d}{K_n} \cdot \frac{H_c}{m}} \right). \quad (398)$$

При оконтуривании целика с одной стороны в условиях, когда с противоположной стороны работы не вели и не ведут (при $\alpha \leq 10^\circ$ в любом направлении, при $\alpha > 10^\circ$ по простиранию),

$$l = H_n \left(0,3 - 0,8 \sqrt{\frac{\epsilon_d}{K_n} \cdot \frac{H_c}{m}} \right). \quad (399)$$

При оконтуривании целика с одной стороны в условиях, когда с противоположной стороны целик был частично отработан ранее, в том числе до проходки ствола (при $\alpha \leq 10^\circ$ в любом направлении, при $\alpha > 10^\circ$ по простиранию),

$$l = H_n \left(0,48 - 0,1 \sqrt{1 + 30 \frac{\epsilon_d}{K_n} \cdot \frac{H_c}{m}} \right). \quad (400)$$

Подставляя в формулы (396), (398), (399) и (400) различные значения H_n , H_c , m , ϵ_d , K_n , нетрудно убедиться, что l изменяется в основном в пределах от 0,15 до 0,4 H , т. е. примерно

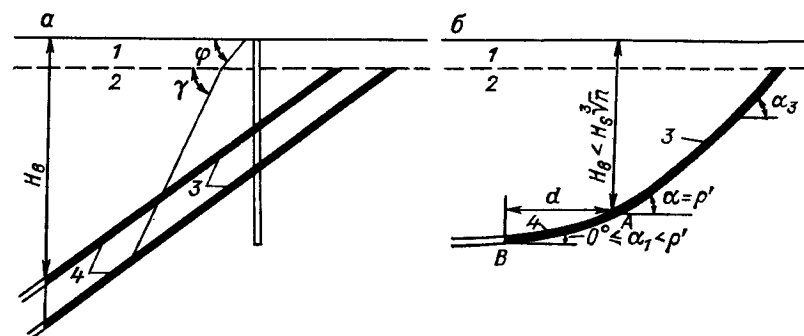


Рис. 139. Схемы к определению нижних границ целиков-упоров.
а — при выдержанном залегании пластов; б — при невыдержанном залегании пластов.
1 — наосы; 2 — коренные породы; 3 — целик; 4 — целик-упор.
А — точка, в которой $\alpha = \rho'$.

в тех же пределах, в каких меняются размеры целиков, построенных по углам сдвижения и граничным углам. Но эти формулы позволяют более дифференцированно подходить к вопросам охраны стволов и учитывать большее число влияющих факторов, что повышает надежность мер охраны и приближает их к оптимальным.

В условиях наклонного и крутого залегания пластов и при наличии тектонических нарушений приходится иногда принимать меры по предотвращению сползания (сдвигов) пород по плоскости ослабления в сторону падения пластов. Наиболее надежной мерой защиты стволов от такого сползания является оставление со стороны падения специальных целиков-упоров. Условия, в которых происходят такие сдвиги, изучены пока еще недостаточно полно и потому определяются преимущественно опытным путем. Подробно вопрос о сдвижении пород по напластованию рассмотрен в гл. 14.

При выдержанном залегании пластов целик-упор по верхнему пласту свиты оставляется до глубины $H_b = H_s \sqrt[3]{n}$, где H_s — наибольшая глубина, при которой могут возникнуть опасные подвижки по напластованию при выемке одиночного пласта в данных горно-геологических условиях, n — число разрабатываемых пластов. По нижележащим пластам нижней границей целика-упора является пересечение пластов с вертикальной плоскостью, проведенной через нижнюю границу целика-упора по верхнему пласту (рис. 139).

Целик-упор при невыдержанном и мульдообразном залегании пластов строится в тех случаях, когда точка А, в которой угол падения пластов $\alpha = \rho'$ (ρ' — угол трения по наиболее слабому контакту), находится на глубине $H_b < H_s \sqrt[3]{n}$. Границей целика-упора в разрезе вкрест простирания является в этом

случае точка B (рис. 139, б), отстоящая от точки A на расстоянии d (по горизонтали), определяемом из выражения

$$d = H_B K_{1,2}, \quad (401)$$

где $K_{1,2}$ — коэффициенты, учитывающие влияние геометрических элементов залегания пород и угла трения по слабым контактам на размеры целиков-упоров. В условиях выполаживания с глубиной углов падения пород следует пользоваться коэффициентом K_1 , вычисляемым по формуле

$$K_1 = \frac{(\sin \alpha_1 - \cos \alpha_3 \operatorname{tg} \rho') \operatorname{ctg} \alpha_3}{2 (\operatorname{tg} \rho' \cos \alpha_1 - \sin \alpha_1)}. \quad (402)$$

При мульдообразном залегании, когда граница целика-упора, рассчитанная по формуле (401), оказывается на противоположном крыле складки, в выражение (401) подставляется коэффициент K_2 , рассчитанный по формуле

$$K_2 = \frac{(\sin \alpha_3 - \operatorname{ctg} \alpha_3 \operatorname{tg} \rho') \operatorname{ctg} \alpha_3}{2 (\operatorname{tg} \rho' \operatorname{ctg} \alpha_2 + \sin \alpha_2)}, \quad (403)$$

где α_1 , α_2 и α_3 — средние углы падения пластов соответственно на участке от точки A (в которой $\alpha = \rho'$) до технической границы шахты, на противоположном крыле складки и на участке от выхода пласта под наносы до точки A .

Для определения границ целика-упора на вертикальном разрезе по простиранию нижние углы предохранительного целика, построенного по угловым параметрам, соединяются с соответствующими концами отрезка, расположенного на нижней границе целика-упора и равного ширине охраняемой площади (включая берму).

РАЗДЕЛ VI ДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В МАССИВАХ ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ РАЗРАБОТКИ

Глава 18. ГОРНЫЕ УДАРЫ

§ 93. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

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 газа и пород.

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 (рис. 140). 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 сопутствует вспучивание почвы и выдавливание пород в выработку.

Первые сведения о горных ударах, происшедших на оловянных рудниках Англии, относятся к 1738 г. Во второй половине XIX в. горные удары стали отмечаться при разработке угольных месторождений в странах Западной Европы. С этого времени проблеме горных ударов стали уделять все возрастающее внимание.

В СССР первые горные удары были отмечены в 1944 г. на шахтах Кизеловского каменноугольного бассейна, отличаю-

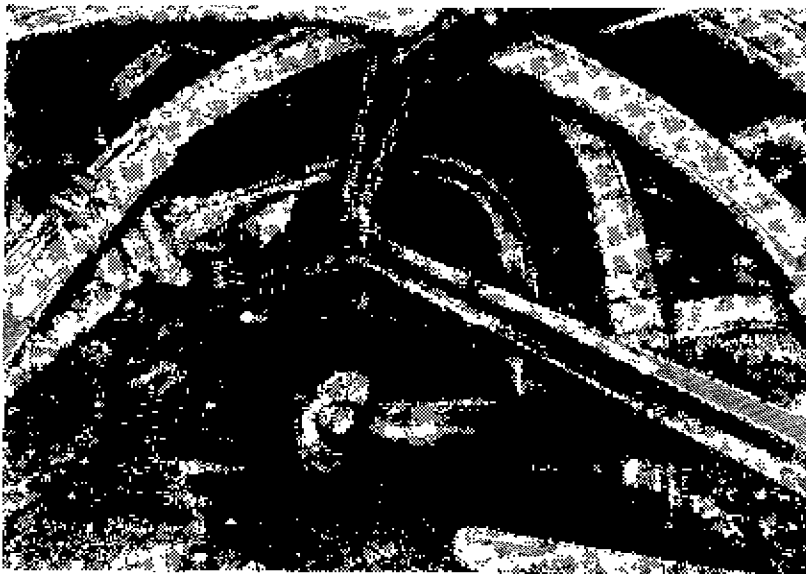


Рис. 140. Вид выработки после горного удара на шахте Готвальд I, глубина 480 м (фотоснимок докт.-инж. Э. Бека, ЧССР).

щегося высокой прочностью и упругостью углей ($[\sigma_{сж}] = 300 \div 600 \text{ кгс/см}^2$) и вмещающих пород — кварцевых песчаников ($[\sigma_{сж}] = 1500 \div 2500 \text{ кгс/см}^2$) — при сильной тектонической нарушенности массива.

Горные удары являются наиболее опасными проявлениями горного давления, представляющими большую угрозу для шахтеров, вносящими подчас серьезные нарушения производственного процесса, а в некоторых случаях приводящими к катастрофическому выходу из строя не только крупных добычных участков, но и целых шахт и рудников, к трагической гибели многих людей. Поэтому изучение причин, условий и механизма горных ударов и разработка эффективных способов их прогнозирования и мер их предупреждения и локализации является важнейшей задачей механики горных пород, актуальность которой все время повышается в связи с ростом глубин разработки полезных ископаемых.

§ 94. ФОРМЫ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ

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 в выработках по полезному иско-

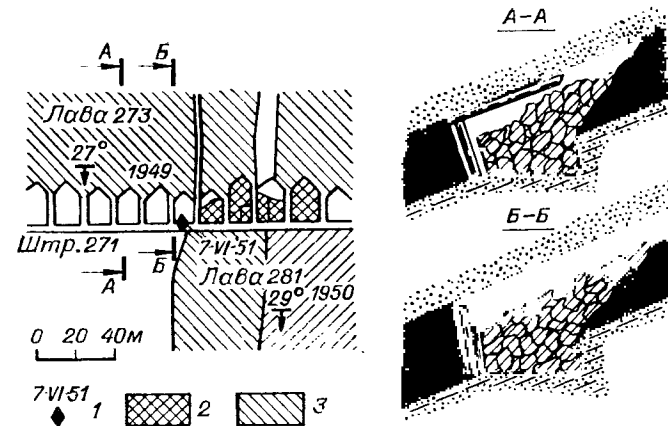


Рис. 141. Проявление горных ударов при отработке целиков (Кизеловский угольный бассейн, шахта им. Урицкого).

1 — место и дата горного удара; 2 — целики, отработанные до момента горного удара; 3 — выработанное пространство.

паемому, при которых собственно разрушению подвергаются вмещающие породы кровли или почвы. Наблюдаются горные удары в краевой части массива ископаемого, а также и 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.

На рис. 141 в качестве примера показан участок разработки на шахте им. Урицкого (Кизеловский бассейн), где произошел горный удар при отработке надштрековых целиков [37]. В момент удара забой по извлекаемому целику на несколько метров отстал от очистного забоя лавы нижележащего горизонта. Удар сопровождался резким звуком, образованием большого количества пыли и сильным сотрясением окружающего массива. В результате удара на протяжении 40 м штрек оказался заваленным углем, выброшенным из надштрековых целиков. Крезь штрека разрушилась. Целик, в котором вели взрывные работы, разрушился почти полностью. Между ним и кровлей образовалось пространство высотой 0,3—0,4 м. Два соседних целика разрушились частично. Уголь в раздавленных целиках был сильно трещиноват, легко разбирался рукой, представляя собой скользкие блестящие чечевицеобразные куски.

Горные удары часто случаются в сближенных пластах при ведении горных работ по одному из них. Таким примером может служить удар на шахте Хаузхам в Верхней Баварии (ФРГ), происшедший на глубине 760 м на участке разработки двух сближенных угольных пластов пологого падения с мощностью

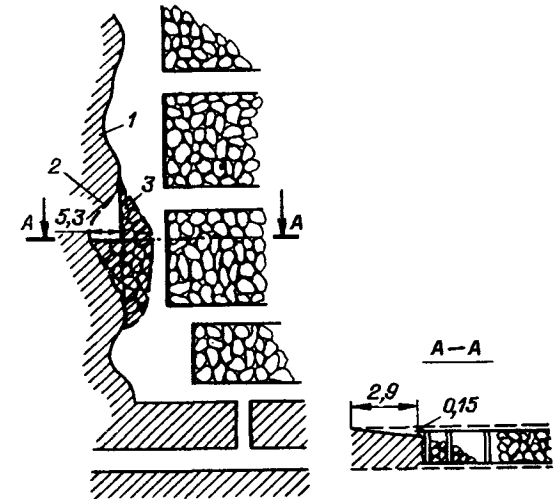
междупластья 5 м [2]. Верхний пласт был отработан, однако в нем имелась зона выклинивания по простиранию шириной от 15 до 30 м, которая при разработке осталась нетронутой, в результате чего образовался породный целик. По нижнему пласти вели проходку восстающей выработки. При приближении забоя выработки к зоне влияния целика по верхнему пласти добываемость угля и пород улучшилась настолько, что можно было отбивать породу без взрывных работ. Уголь отжимался от забоя и крошился. Наряду с отжимом из забоя наблюдалось интенсивное сдвижение угля с боков выработки. Со стороны почвы пласта впереди забоя выработки за несколько дней до удара появились сильные трески. Горный удар в выработке произошел, когда она на протяжении около 25 м находилась в зоне влияния целика по верхнему пласти. В результате удара была повреждена и сильно деформирована металлическая крепь четырех рам на участке протяженностью около 6 м от забоя. Удару сопутствовали воздушная волна и образование большого количества пыли. Почва и кровля в выработке не нарушились, а интенсивное сближение стенок продолжалось и после удара. В результате через полдня ножки металлических рам крепи сблизились у почвы до 0,8 м, а через сутки все сечение выработки в интервале 19 м полностью было заполнено углем и породой. Крепь, решетки конвейера, трубы и рельсы были сжаты и деформированы. При восстановительных работах было отмечено, что смещение стенок выработок произошло сплошным массивом. При бурении в сторону одной из стенок на расстоянии 0,5—1 м от нее была обнаружена трещина шириной 0,5 м, заполненная разрыхленным углем.

Горные удары происходят также и в очистных забоях. В качестве одного из характерных примеров можно привести горный удар на руднике Конкордия в Рейнско-Вестфальском районе [2]. Разработку каменноугольного пласта Жирондель мощностью 1,35 м вели сплошной системой при скорости подвигания забоя 2 м/сут. Кровля и почва пласта представлены мощными слоями монолитных песчаников. Рабочее пространство крепили деревянными стойками с перекладинами по простиранию. Управление кровлей осуществлялось частичной закладкой с выкладкой бутовых полос.

Удар произошел на глубине около 800 м в добычную смену и повлек человеческие жертвы. Схема участка горного удара показана на рис. 142. Протяженность участка удара по фронту забоя 25 м. При ударе в рабочее пространство было выброшено большое количество угля. В верхней части пласта по границе с кровлей образовалась щель высотой 0,15 м и глубиной около 3 м. Над пластом Жирондель на расстоянии 260 м разрабатывали другой пласт, но его разработка не оказала защитного действия на данный пласт.

Рис. 142. Разрушение при горном ударе в очистном забое (ФРГ, рудник Конкордия).

1 — линия забоя; 2 — линия выброса угля при ударе; 3 — граница развала выброшенного угля.



Причиной горного удара в рассматриваемом случае явилось наличие прочных пород кровли и почвы, зависание кровли на большой площади и создание высокого опорного давления на краевую часть разрабатываемого пласта.

Рассмотренные примеры горных ударов относятся к каменноугольным месторождениям. Однако горные удары проявляются и при разработке рудных и соляных месторождений, особенно на больших глубинах. Интенсивные горные удары происходят в рудном районе Пшибрам (ЧССР), где ведут разработку полиметаллических жильных месторождений на глубинах до 1800 м. Горные удары проявляются при разработке свинцово-цинковых руд в Австрии, на медных рудниках США, медно-никелевых и золотых рудниках Канады и др. На наиболее глубоких в мире золотых рудниках Коларского района в Индии и рудниках Витватерсранд в ЮАР, где глубина горных работ достигла 3400 м, произошло множество сильных горных ударов.

Так, огромной силы горный удар произошел в 1960 г. при разработке золоторудного месторождения Колар, представленного обособленными кварцевыми жилами мощностью от 0,9 до 1,7 м с углами падения от 40—50 (вблизи поверхности) до 85° (на нижних горизонтах). Удар был инициирован взрывными работами. Вслед за первым ударом в течение 21 суток произошло более 200 повторных ударов, вызвавших разрушение подземных выработок на участке размерами около 700 м по простиранию и 580 м по вертикали. Для борьбы с горными ударами принимают разнообразные, подчас дорогостоящие меры, которые освещаются ниже.

Горные удары в определенных условиях проявляются как микроземлетрясения. На шахте «Шомберки» (ПНР) в резуль-

тате горного удара заметные деформации получили здания, расположенные в 4 км от места, где произошел удар. Шахта разрабатывает угольные пласты, залегающие в форме синклинальной складки. В толще пород имеются мощные слои прочных песчаников, склонных к зависаниям.

Наиболее сильные горные удары в мировой горной практике произошли на соляных рудниках. Площадь разрушения горных выработок достигала в отдельных случаях 1—3 млн. м². Сейсмический эффект при этом отмечали в радиусе нескольких сотен километров от эпицентра горного удара. Например, горный удар в 1958 г. на руднике им. Тельмана калийного комбината Верра в ГДР был зарегистрирован сейсмическими станциями в Москве, Турции, Испании. Горные удары на руднике «Киркланд-Лейк» (Канада) ощущались сейсмическими станциями на расстоянии более 900 км.

Обычно горным ударам подвержены участки массивов, сложенных прочными упругими породами. Однако известны случаи горных ударов и в слабых обводненных породах. Так, они отмечались в Баварском бурогольном бассейне при разработке мощных и средней мощности пластов на глубинах 90—130 м [2]. Пласты залегают в породах, представленных глинами, песчанистыми глинами, песками, насыщенными напорными водами. Пласты были представлены весьма крепкими углями, часто сильно обводненными. Ударам предшествовали сильные трески, стреляние угля, толчки при проведении выработок. Сопровождались удары выбрасыванием угля, поднятиями почвы, сильной воздушной волной, сейсмическими колебаниями, ощущаемыми на земной поверхности. Происходили они в столбчатых целиках, в штреках среди очистных выработок, в изолированных штреках. С увеличением сечения выработок удары усиливались.

Горным ударам подвержен также бурогольный пласт Шурабского месторождения в Средней Азии. Здесь глубина залегания около 200 м. Уголь имеет малую прочность, но обладает высокими упругими показателями.

Известны случаи горных ударов не только в подземных выработках, но и на карьерах, и притом на небольших глубинах при достаточно прочных породах. Таковы, например, горные удары в мраморных карьерах штата Вермонт в США.

В СССР кроме отмеченных выше Кизеловского бассейна и Шурабского месторождения горные удары проявляются в Донбассе, Кузбассе, на Воркутинском, Ткибульском, Кзыл-Кийском угольных месторождениях. Начальная форма горных ударов зарегистрирована в Криворожском железорудном бассейне, на апатитовых месторождениях Хибин и Ловозерских месторождениях на Кольском полуострове на Таштагольском, Коунрадском и некоторых других рудных месторождениях.

§ 95. УСЛОВИЯ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ И ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ОБ ИХ МЕХАНИЗМЕ

Горные удары происходят при определенных сочетаниях естественных геологических и горнотехнических 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, что следует из приведенных выше примеров); сильная тектоническая нарушенность месторождения или участка и ведение горных работ вблизи дизъюнктивных нарушений и замков складок.

Среди горнотехнических факторов, подготавливающих горные удары, т. е. создающих условия для их возникновения, наиболее существенны следующие: ведение горных работ с оставлением целиков полезного ископаемого; изрезанность отработываемого 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 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.

Ввиду большой сложности и разнообразия условий проявления горных ударов всесторонне разработанная теория этих процессов пока отсутствует. Достаточно детально известно, какие факторы и условия приводят к возникновению горных ударов. В то же время о механизме последних, т. е. о том, что же происходит с полезным ископаемым и вмещающими породами в момент удара, какие именно физические процессы приводят к удару и протекают за короткий период его развития, имеющиеся знания малы и не выходят пока за рамки предварительных гипотез.

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 [37]:

а) горный удар является следствием нарушения равновесия всей системы «блок породы — полезное ископаемое»;

б) 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 приводившихся выше примеров 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 [2]. 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 воз-

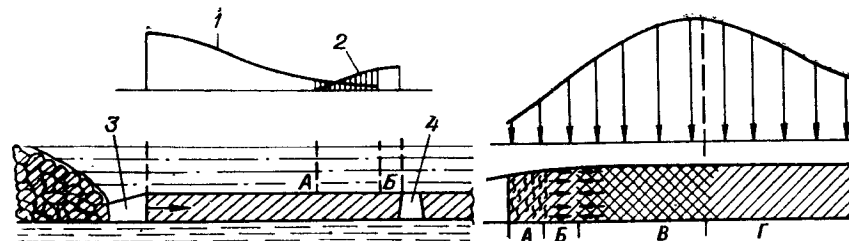


Рис. 143. Влияние приближающегося очистного забоя на деформации целика возле подготовительной выработки (по С. Г. Авершину).

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. 144. Схема состояния краевой части массива (по И. М. Петухову):

A — призабойная зона нарушенных пород с разрывом сплошности; B и Г — зоны преобладающих упругих деформаций; B — зона преобладающих пластических деформаций.

никнут 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 обусловливается воздействием опорного давления. Исходя из особенностей напряженного состояния краевой части массива С. Г. Авершин [2] выделяет в целике между очистным забоем и подготовительной выработкой некоторую зону, в пределах которой точки массива смещаются в противоположные стороны (рис. 143). 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. 144). В глубине массива образуется ядро пород, находящихся в пластическом (или псевдопластическом) состоянии (зона В). Породы в этой зоне обладают высоким внутренним давлением, которое уравновешивается 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 боковыми 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 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 горнотехнических 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 [104], 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 [104]:

$$C_1 > C_2 > C_3, \quad (404)$$

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 глубине 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 [37].

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.

§ 96. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ

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 консолидно висят над целиком, нагружая и защемляя его. При достижении же определенного пролета происходит излом и обрушение зависших пород, и 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 породы, например прослойка глины, заключенного между жесткими породными слоями. В соответствующих условиях этот прослойк 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 стрельяние горных пород и толчки, слабые, средние, сильные и катастрофические удары. В табл. 33 приведены данные о сейсмической энергии ударов каждого класса и их сейсмичности в эпицентре.

Стрельяние 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.

Таким образом, в классе микроударов стрельяние 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 эффектом, возможным обра-

Таблица 33

Энергетические характеристики горных ударов различных классов

Класс горного удара	Сейсмическая энергия, Дж	Уровень сейсмичности в эпицентре, балл
Микроудары (стрельяние, 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

зованием 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 участке 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. [37].

Анализируя случаи горных ударов в конкретных условиях месторождения, района или бассейна, устанавливают физический тип, энергетический класс и топологический вид наблюдавшихся ударов и намечают комплекс мер по их предупреждению, предотвращению или локализации.

§ 97. БАЛАНС ЭНЕРГИИ ГОРНОГО УДАРА

Энергетическая сторона явления горных ударов мало изучена, хотя такое изучение открыло бы, вероятно, новые возможности более глубокого познания механизма процесса и разработки теории горных ударов.

В соответствии с упоминавшимся выше принципом, обоснованным И. М. Петуховым [37], о связи горного удара с изменением напряженно-деформированного состояния системы вмещающие породы — полезное ископаемое, общий запас потенциальной энергии P , переходящей при ударе в кинетическую, имеет две составляющие. Одна из них — потенциальная энергия P_n упругих деформаций, накопленная полезным ископаемым в пределах очага горного удара, другая — потенциальная энергия P_p , аккумулированная за счет упругого сжатия боковых пород, участвующих в проявлении горного удара.

Общий запас потенциальной энергии удара выразится этими двумя слагаемыми:

$$P = P_n + P_p. \quad (405)$$

Энергия P_n приближенно может быть оценена зависимостью

$$P_n = \frac{\sigma_{cp} V_n}{2E_n}, \quad (406)$$

а энергия P_p зависимостью

$$P_p = \frac{\sigma_{cp} S \varepsilon_0 a}{5}, \quad (407)$$

где σ_{cp} — среднее значение наибольшего нормального напряжения в очаге удара; E_n — модуль упругости полезного ископаемого; V_n — объем полезного ископаемого, разрушенный при ударе; S — площадь разрушенного элемента при ударе; ε_0 — максимальное значение расширения пород при их разгрузке вследствие удара; a — ширина зоны разгрузки пород при ударе.

Составляющие P_n и P_p в общем балансе энергии горных ударов различных классов и видов существенно неодинаковы. Так, при стрельянии, толчках, слабых горных ударах основная доля общей энергии приходится на P_n , доля P_p составляет несколько процентов. При сильных же горных ударах в сплошных целиках большая часть энергии (80 % и более) приходится на энергию упругого сжатия боковых пород P_p [37].

При ударе накопленная в очаге потенциальная энергия преобразуется в другие виды энергии и совершает определенные виды работы: работу хрупкого разрушения и дробления полезного ископаемого и породы в очаге удара, работу при пластических деформациях, выброс или выдавливание в выработку части полезного ископаемого; значительная доля энергии выде-

ляется в виде сейсмических колебаний, часть ее переходит в тепловую энергию; некоторая часть энергии переходит в форму электромагнитного излучения. Однако исследований количественного баланса всех этих видов энергии при горных ударах пока не проведено. Достаточно надежно можно определить лишь сейсмическую энергию с помощью методов, разработанных в сейсмологии применительно к землетрясениям. Указанный количественный критерий используют для оценки сравнительной силы горных ударов, что было проиллюстрировано на примере их энергетической классификации.

§ 98. ПРОГНОЗ И РЕГИСТРАЦИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ

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, а также другие мероприятия, рассматриваемые в гл. 20. 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 [37]. 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, что проиллюстрировано приведенными выше примерами.

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 крайних 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 натуральных условиях по методике, изложенной в гл. 9, а также для дополнительных натуральных определений механических свойств пород.

Оценка удароопасности пород на стадии разведки и изысканий 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 стрельяние, 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.

Примечательно, что стрельяние, толчки и слабые горные удары, если они в данной ситуации стали проявляться, обычно представляют собой не единичные явления, а серии однохарактерных явлений, сопутствующие определенным добычным процессам. Например, стрельяние в проходческих забоях обычно

начинается сразу же после взрывания очередного вруба и представляет собой процесс непрерывного с короткими интервалами отскакивания плиток породы, происходящего из наиболее напряженного участка приконтурного массива. В частности, на рудниках ПО «Апатит» особенно интенсивное стрельяние пород наблюдается в течение первого получаса после очередного взрывания забойных шпуров, затем интенсивность процесса уменьшается. На угольных месторождениях при бурении, работе врубовых машин или комбайнов на удароопасных пластах толчки также происходят с довольно большой частотой. Непосредственной опасности для работающих и для сохранности оборудования они сами по себе обычно не представляют, а иногда на таких участках добычные процессы даже облегчаются.

По своей физической природе стрельяние, 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 сейсμοприемники (геофоны), воспринимающие и передающие импульсы, возникающие в породе, по кабелю или по радио на пункт регистрации. Регистрация ведут на бумажную или магнитную ленту 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 минут 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 [24]. 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 сейсмогра-

фами и наклономерами. Располагая пункты сейсмических наблюдений в различных точках шахтного поля, периодически составляют карты микросейсмозонирования, 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.

Глава 19. ВНЕЗАПНЫЕ ВЫБРОСЫ ПОРОД И ГАЗА

§ 99. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

Как и горные удары, внезапные выбросы пород и газа также являются формой динамического проявления горного давления, которые могут быть классифицированы как газодинамические явления. Сущность их состоит во внезапном отделении от забоя и дроблении пород при одновременном выделении значительных количеств газа. Поток 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 язы-

кообразной полости, заполненной дробленой 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

$$n = N/Q. \quad (408)$$

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

$$I_n = Q/t; \quad (409)$$

$$I_r = N/t = nQ/t. \quad (410)$$

По характеру проявления различают *концентрированные* и *рассеянные внезапные выбросы* [168]. 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 называются 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 тече-

ние года, либо приходящееся на 1 млн. т добытого полезного ископаемого, либо на 100 000 м³ отработанной площади называют *частотой внезапных выбросов*.

§ 100. ПРОЯВЛЕНИЕ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Первые сведения о внезапных выбросах относятся к 30-м годам XVIII в.: внезапный выброс угля и газа произошел в шахте «Исаак» бассейна Луары во Франции. С середины XVIII в. начались внезапные выбросы на каменноугольных шахтах Бельгии, затем они стали проявляться в Рурском и Нижнесилезском бассейнах в Германии, бассейне Южного Уэльса в Англии, в Венгрии, Канаде. Сильный выброс, который привел к катастрофическим последствиям, произошел в 1879 г. в шахте «Агратп» в Бельгии: было выброшено 420 т угля и 2000 м³ метана. При этом погиб 121 человек [132]. Этот случай привлек к проблеме внезапных выбросов серьезное внимание.

Еще более сильный выброс произошел в 1904 г. на шахте «Мориссей» в Британской Колумбии: количество выброшенного угля составило 3500 т, количество метана 700 000 м³.

По мере перехода к разработке более глубоких горизонтов частота и сила внезапных выбросов повсеместно возрастали.

Первый внезапный выброс в России произошел в Донецком бассейне в 1906 г. на шахте «Новая Смолянка» в пласте «Смоляннинновский» на глубине 711 м [132].

В настоящее время в СССР внезапные выбросы происходят во многих горнодобывающих бассейнах и районах: в угле и во вмещающих породах в Донбассе, Кузбассе, Карагандинском и Печорском бассейнах, на угольных месторождениях Урала, в карналлитовых и сильвинитовых пластах калиевых и магниевых солей Старобинского и Верхнекамского месторождений. Проявляются внезапные выбросы в разнообразных условиях и формах. В качестве основных разновидностей этих газодинамических явлений можно выделить:

- собственно внезапные выбросы полезного ископаемого (угля, соли) и газа или вмещающих горных пород и газа при проведении выработок по полезному ископаемому или по породе либо при ведении очистных работ;
- внезапные выбросы при вскрытии угольных пластов, соляных залежей или выбросоопасных породных слоев;
- выбросы полезного ископаемого или породы и газа при взрывной отбойке;
- внезапные высыпания с повышенным газовыделением;
- внезапные отжимы, сопровождающиеся газовыделением;
- прорыв газа в горные выработки (обычно из подошвы выработки, пройденной по полезному ископаемому).

Особенности протекания этих явлений можно уяснить на конкретных примерах.

На рис. 145, а представлен пример выброса, который произошел в забое откаточного штрека по крутопадающему пласту «Куцый» на шахте № 8 в Донбассе. В результате выброса в массиве пород образовалась грушевидная полость. Полости подобных конфигураций, направленные чаще всего вверх по пласту, характерны для внезапных выбросов угля и газа при крутом падении пластов. В ряде случаев вслед за первым выбросом происходят один или несколько последующих, иногда из ранее образованной полости. На том же пласте «Куцый» на шахте № 8 через 14 сут после одного выброса из образовавшейся полости произошел второй внезапный выброс.

По мере увеличения глубины горных работ учащаются проявления внезапных выбросов вмещающих пород (песчаников). Так, в 1962 г. произошел крупный выброс при проходке квершлага на шахте «Щегловка-Глубокая» в Донбассе. После очередного взрывания забойных шпуров раздался сильный

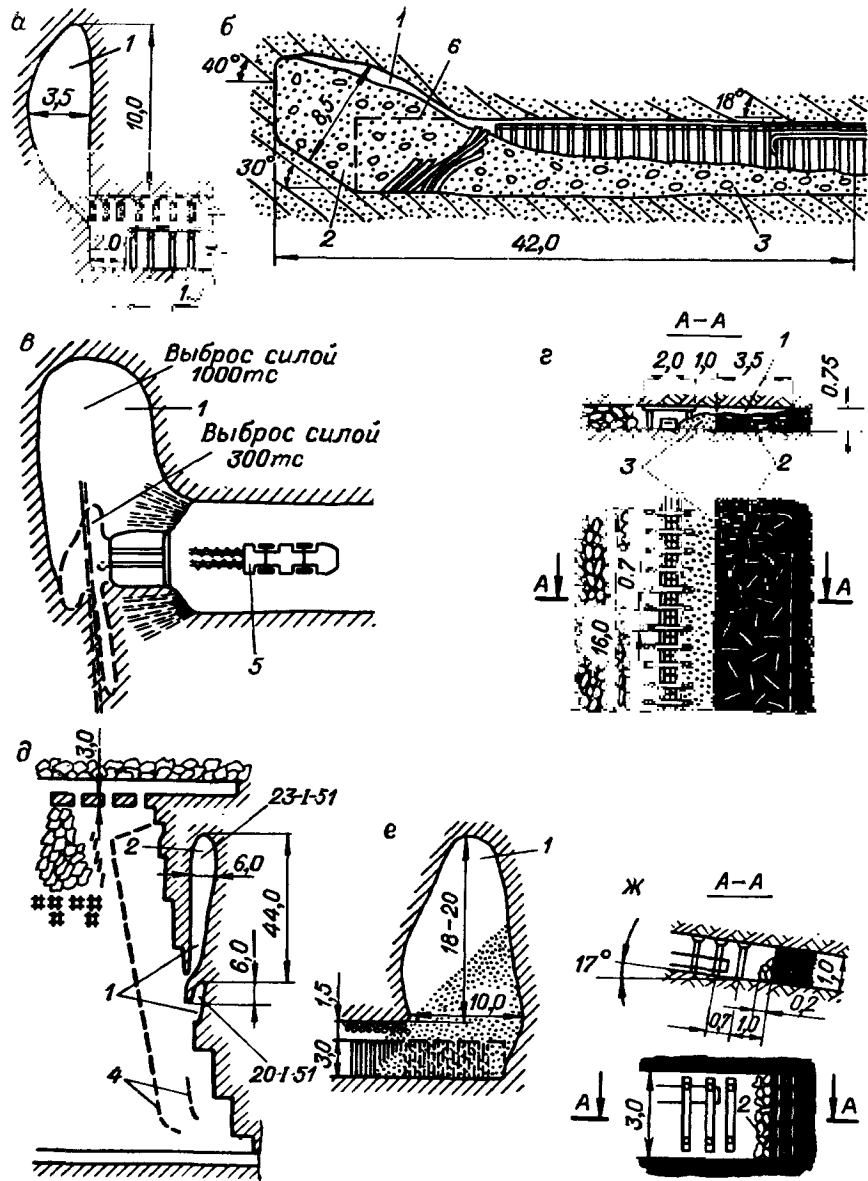


Рис. 145. Основные разновидности внезапных выбросов.

a — внезапный выброс угля и газа в забое откаточного штрека с образованием грушевидной полости (Донбасс, шахта № 8, пласт «Куцый»); *б* — внезапный выброс песчаника при проходке квершлага (Донбасс, шахта «Щегловка-Глубокая»); *в* — внезапные выбросы калийной соли и газа при проходке штрека (ФРГ, шахта «Хатторф»); *г* — внезапный выброс угля и газа в очистном забое с образованием щелевидной полости (Донбасс, шахта № 17-17 бис, пласт «Смолянинновский»); *д* — последовательные выбросы

угля и газа в очистном забое (Донбасс, шахта № 8, пласт «Мазурка»); *е* — внезапное выпянивание с повышенным газовыделением в откаточном штреке (Донбасс, шахта № 8, пласт «Куцый»); *ж* — внезапный отжим угля в забое разрезной печи (Донбасс, шахта № 17-17 бис, пласт «Смолянинновский»).

1 — полости, образовавшиеся в массиве в результате внезапных выбросов породы или полезного ископаемого; 2 — раздавленный уголь или порода; 3 — выброшенный уголь или порода; 4 — трещины в кровле; 5 — буровая машина с дистанционным управлением; 6 — положение забоя до выброса.

Обычно выбросоопасной является не вся толща песчаника, а ее отдельные слои. Выброшенная порода представляет собой в основной массе мелкие пластины размером 3—5 см и толщиной до 3 мм либо гранулированные частицы породы и песок вперемешку с такими пластинами.

Как и в рассмотренном примере выброса песчаника, во многих случаях внезапные выбросы происходят после динамического воздействия, осуществляемого при взрывных работах, однако замечено, что сила выброса непосредственно не связана с массой заряда ВВ.

Характерным примером крупного выброса при вскрытии пласта, вызванного взрывной отбойкой, может служить выброс в забое квершлага, пересекавшего слой огнеупорной глины, на угольной шахте «Пиаст» народного предприятия «Нова Руда» (Польша). Опережающим бурением из забоя на расстоянии 1,7 м вскрыли кровлю угольного пласта, в котором измеренными установлено наличие избыточного давления $\Delta p = 2,0$ кгс/см². В целях устранения потенциальной опасности, связанной с избыточным давлением, было решено возбудить выброс. С этой целью было пробурено 12 шпуров и взорвано в них 11,6 кг ВВ. Однако этот взрыв вызвал развитие крупного выброса. В квершлаг было выброшено 5000 т угля и породы. Объем углекислого газа, выделившегося при выбросе, составил около 750 000 м³. В результате выброса были полностью засыпаны горные выработки на участке протяженностью 700 м. Выброшенная масса заполнила также на высоту 6 м от подошвы ствол слепой шахты, расположенной вблизи места выброса. Около 40 т раздробленной массы было при этом заброшено по стволу на вышележащий горизонт, находящийся выше горизонта выброса на 150 м. Выброс привел к длительному простоя и большим работам по расчистке выработок и вывозке выброшенных масс угля и породы.

Весьма мощные выбросы характерны для соляных шахт. На рис. 145, *в* показана схема участка штрека, где произошли внезапные выбросы соли и газа (шахта «Хатторф», ФРГ). Работы по проходке штрека здесь вели с применением скважин диаметром 280 мм, осуществляя дистанционное управление буровой машиной. При бурении периодически происходили небольшие выбросы газа и соли, в результате которых из буримых скважин на несколько метров выталкивало буровые штанги. На одном из участков после взрывания призматического скважинного вруба произошел внезапный выброс силой 300 тс, а после взрывания основного комплекта забойных шпуров последовал второй выброс силой 1000 тс. Позднее на том же участке при очередном взрывании забоя произошел выброс активной по газу соли силой 2000 тс. Использование в рассматриваемых условиях буровых машин с дистанционным управлением позволяло без особых трудностей проходить выработки на выбросоопасных участках.

На шахте Менценграбен в калийном бассейне Верра (ГДР) в 1953 г. произошел наиболее сильный из известных выбросов газа и соли: было выброшено 100 000 тс. Всего же в этом бассейне за 70 лет, с 1895 по 1965 г., произошло более 10 000 выбросов, из них 10 силой более 1000 тс.

422

Внезапные выбросы часто происходят и в очистных забоях угольных шахт. При этом выброс может захватывать пласт как на всю его мощность, так и лишь отдельные пачки угля. Полости выбросов могут иметь как указанную выше грушевидную, так и щелевидную форму. На рис. 145, г в качестве примера показана щелевидная полость, образовавшаяся при внезапном выбросе угля и газа в очистном забое по пласту «Смоляниновский» шахты № 17-17 бис в Донбассе. В рассматриваемом случае была выброшена небольшая часть угля, основная же масса была раздавлена и осталась в полости выброса.

В ряде случаев вслед за первым выбросом происходят один или несколько последующих, иногда из ранее образованной полости. На шахте «Рошбель» в каменноугольном бассейне Гар (Франция) на участке штрека протяженностью 17 м произошло последовательно один за другим восемь внезапных выбросов угля силой от 10 до 50 тс при каждом из них.

На рис. 145, д показаны полости, образовавшиеся при двух выбросах в очистном потолкоуступном забое по пласту «Мазурка» (шахта № 8, Донбасс), последовавших один за другим с интервалом 3 сут [155].

Для пластов крутого падения весьма характерны явления так называемого *внезапного высыпания* раздробленного угля, сопровождающиеся значительным газовыделением, но проходящие более спокойно, без динамизма, который свойствен внезапным выбросам. В качестве примера на рис. 145, е показана кармановидная полость высыпания в откаточном штреке по пласту «Куций» на шахте № 8 в Донбассе. Кармановидная форма полостей свойственна именно внезапным высыпаниям. Однако известны случаи перехода внезапных высыпаний во внезапные выбросы газа и угля.

Процесс этого перехода при разработке крутых газоносных пластов проф. А. Э. Петросян описывает следующим образом [99]. В случае высыпания угля в подготовительную выработку над ней, между образовавшейся насыпью угля и нависающей частью пласта, может возникнуть герметичная полость или зона разрыхленного угля, отличающаяся от нетронутого угольного массива значительно большей пустотностью. Полость будет заполняться десорбирующимся из окружающего массива метаном до тех пор, пока давление газа в ней и окружающей среде не уравнивается, при этом количество газа в полости будет во столько раз больше, чем в нетронутом массиве, во сколько пустотность полости больше пустотности массива. В тех случаях, когда энергии газа достаточно, чтобы отбросить насыпь угля по выработке на некоторое расстояние, может произойти новое высыпание угля и образование еще большей герметичной полости с еще большим содержанием газа, что вызовет более значительный отброс угля. Многократное повторение этого процесса ведет к образованию больших плоскостей обнажения и резкой посадке основной кровли, сопровождающейся мощным газовоздушным ударом, разрушением выработки и интенсивным выделением газа. Таким процессом А. Э. Петросян объясняет, в частности, внезапный выброс на шахте им. Ю. А. Гагарина в Донбассе, при котором было выброшено более 14 000 т угля.

Относительно спокойно и при меньшей степени дробления полезного ископаемого или пород протекают *внезапные отжимы*. Для подобных явлений характерно внезапное перемещение сплошной массы угля на 2—3 м от забоя при незначительном измельчении и небольшом газовыделении. На рис. 145, ж показан пример внезапного отжима по пласту «Смоляниновский» на шахте № 17-17 бис в Донбассе.

§ 101. УСЛОВИЯ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ И ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ОБ ИХ МЕХАНИЗМЕ

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 газа, 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 25—30 кгс/см² не давали внезапных выбросов, тогда как на пластах с давлением газа 2—3 кгс/см² 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 [151, 155], 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 призабой-

ной 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.

По В. В. Ходоту, в процессе внезапного выброса угля и газа может быть выделено три фазы развития:

а) начальное разрушение угля в призабойной зоне при внедрении горной выработки в неоднородный по прочностным свойствам пласт, при внезапном вскрытии пласта или при входе в зону геологического нарушения; это начальное разрушение является следствием внезапного увеличения градиента напряжений;

б) увеличение площади приложения давления газа на разрушающийся уголь (выход газа из микропор в трещины и пустоты расслоения) и начальный отброс угля;

в) усиление десорбции газа в процессе дробления угля, расширение газа и вынос измельченного угля в выработку в потоке газа.

Условия возбуждения и развития внезапного выброса могут быть выражены следующими неравенствами:

$$W + R > F + U; \quad (411)$$

$$v_p > v_d; \quad (412)$$

$$p > \frac{m}{S} [g(f \cos \alpha \pm \sin \alpha) + a], \quad (413)$$

где W — потенциальная энергия, накопленная в участке полезного ископаемого или породы в пределах полости выброса; R — кинетическая энергия вмещающих пород; F — работа смещения полезного ископаемого или породы из полости выброса; U — работа разрушения выбрасываемой массы; v_p — скорость разрушения ископаемого или породы; v_d — скорость падения давления газа, заключенного в ископаемом или породе; p — давление газа; m — масса ископаемого или породы, захваченная выбросом; S — площадь поперечного сечения разрушенного при выбросе участка; g — ускорение силы тяжести; f — коэффициент трения выбрасываемого материала по поверхности его смещения; α — угол наклона поверхности к горизонтали; a — ускорение силы инерции, т. е. ускорение, которое необходимо сообщить материалу для его отброса.

Поскольку, как указывает В. В. Ходот, последние два условия (412) и (413) для высокогазонасыщенных пластов выпол-

няются практически всегда, основным условием выброса является неравенство (411).

Следует, однако, подчеркнуть, что условия (411) — (413) описывают общую физическую картину развязывания процесса выброса, но прямое их использование для предсказания внезапных выбросов, т. е. в целях прогноза последних, невозможно, поскольку до момента самого выброса практически нельзя оценить ряд величин, входящих в эти условия.

Более перспективной в этом отношении является энергетическая силовая теория выбросов, созданная проф. И. М. Петуховым и докт. физ.-мат. наук А. М. Линьковым [104]. Согласно этой теории условия возникновения выброса определяются преимущественно силами, вызывающими рост трещин и отделение частиц от массива, независимо от энергии источников этих сил, а характер и последствия выброса — общим энергетическим балансом системы. Условие отрыва частиц записывается в виде

$$m_r [p_1(\xi) - p_2] \geq [\sigma_p], \quad (414)$$

где $m_r = 1/\psi_c [1 + \sigma_{y1}(\xi)/[\sigma_0]]^{-1}$; ψ_c — безразмерная функция, определяемая отношением расстояния H_c от поверхности тела к характерному размеру трещины l (чем меньше отношение H_c/l , тем больше значение ψ_c); $\sigma_{y1}(\xi)$ — внешнее сжатие горным давлением; $[\sigma_p]$ и $[\sigma_0]$ — прочность соответственно на отрыв и на сжатие; $p_1(\xi)$ — давление газа перед забоем к началу движения фронта выброса; p_2 — давление газа за фронтом.

Условие (414), отражая в основном качественные зависимости возникновения выброса от основных влияющих факторов, открывает определенные возможности получения количественных показателей. Так, сравнение результатов расчета по формуле (414) с экспериментальными данными, полученными в лабораторных опытах с образцами относительно прочных пород, показало хорошую их сходимость. Но для перехода от лабораторных к натурным условиям необходимо учитывать, что для выбросов характерна высокая степень дробления, при которой размер частиц при отрыве и разрушении значительно меньше размера образцов, испытываемых в лаборатории. Этот «масштабный» эффект авторы предлагают [104] учитывать поправкой к прочности путем введения в соответствии с линейной механикой разрушения поправочного множителя вида $\sqrt{l_0/l_b}$, где l_0 — характерный размер наибольших трещин в образце, l_b — характерный размер наибольших трещин на базе, равной средней толщине отрываемых частиц. С учетом поправки значение m_r вычисляется из выражения

$$m_r = 1/\psi_c \left(\sqrt{\frac{l_0}{l_b} + \frac{\sigma_{y1}}{[\sigma_0]}} \right)^{-1}. \quad (415)$$

Расчеты показывают, что величина m_r может меняться в весьма широких пределах: от значений, превышающих единицу, до сотых долей. В среднем для песчаников m_r близко к единице, а для сильно рассланцованных карналлитов и выбросоопасных углей его значение снижается до 0,05—0,1. При этом следует иметь в виду, что для выбросоопасных углей величину m_r можно интерпретировать как долю поверхности, к которой приложено давление газа, поскольку каждая трещина в угле окружена множеством пор, выравнивающих напряжения и снижающих коэффициенты интенсивности давления газа у краев трещин.

В связи с большими трудностями изготовления образцов из выбросоопасных углей, имеющих низкую прочность и высокую трещиноватость, экспериментальная проверка формулы (415) не всегда представляется возможной. Обычно это делается косвенными способами, в частности путем анализа случаев разработки выбросоопасных пластов в различных условиях. Так, в работе [159] показано, что выбросы малопрочных углей ($[\sigma_p] \sim 0,5$ кгс/см²) происходили при $p = 10$ кгс/см². Отсюда значение m_r в соответствии с формулой (415) получается равным 0,05. Поскольку между прочностью на отрыв $[\sigma_p]$ и крепостью $f_{кр}$ имеет место корреляция ($f_{кр} \sim [\sigma_p]$ кгс/см²), формулу (414) при $m_r \approx 0,05$ можно записать в виде

$$p_1 - p_2 \geq 20f_{кр}. \quad (416)$$

На основании анализа и статистической обработки данных о выбросах угля в работе [104] получена следующая формула для определения условий, опасных по выбросам:

$$p_1 - p_2 \geq 19f_{кр}^2. \quad (417)$$

Расчеты по формулам (416) и (417) при $p_1 - p_2 \leq 30$ кгс/см² дают близкие результаты, что подтверждает правильность исходных предположений, на которых базируется энергетическая силовая теория. И хотя эта теория не всегда еще дает возможность получать надежные количественные характеристики выбросоопасности, она существенно углубляет наши знания о природе и механизме выбросов, позволяет более обоснованно выбирать меры борьбы с ними, способы их прогнозирования и уменьшения интенсивности.

Процесс внезапного выброса связан как с действием горного давления, т. е. с переходом потенциальной упругой энергии сжатия горных пород, находящихся в условиях предельного напряженного состояния, в кинетическую энергию хрупкого разрушения, так и с дробящим и метательным действием расширяющихся газов, насыщавших под давлением разрушаемый участок массива.

В процессе выброса давление расширяющегося газа резко возрастает и отбрасывает разрушенную и измельченную массу породы (угля, соли и пр.) в выработку. В наклонных выработках отброс разрушенной массы усиливается благодаря дополнительному действию ее собственного веса.

По мере развития выброса разрушенная масса создает подпор на стенки кратера выброса, в известной мере препятствуя дальнейшему развитию процесса.

Исследования [34] показали, что при внезапных выбросах прочных газонасыщенных песчаников в Донбассе основной их причиной являются большие тектонические напряжения, зарегистрированные непосредственными измерениями.

Сравнение динамических явлений разрушения участков массива — горных ударов и внезапных выбросов — показывает, что они имеют ряд общих черт: нахождение участка массива накануне разрушения в напряженном состоянии, близком к предельному; лавинообразный характер развития процесса разрушения; хрупкая форма разрушения горной породы при горном ударе и внезапном выбросе. В то же время эти явления имеют и существенные различия. Характерно, что горные удары на угольных месторождениях приурочены к прочным углям, а внезапные выбросы — преимущественно к непрочным. Ширина зоны хрупкого разрушения при внезапных выбросах больше, чем при горных ударах. Этим обусловлен разрыв во времени между началом хрупкого разрушения участка массива и выбросом разрушенной массы в выработку, т. е. значительно большая длительность внезапных выбросов по сравнению с горными ударами. При выбросе происходит значительно более интенсивный и далекий вынос измельченной массы, чем при ударе. Дальность отброса потока измельченного угля, взвешенного в газе, достигает сотен метров. В то же время при горных ударах происходят более сильные повреждения выработок, чем при выбросах, поскольку разрушающие напряжения в первом случае более высоки. Об этом свидетельствует более высокий частотный спектр упругих колебаний массива при горных ударах, чем при внезапных выбросах.

§ 102. ОЦЕНКА ВЫБРОСООПАСНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОГНОЗ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ

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.

Региональный прогноз базируется на связи между геологической характеристикой месторождения и свойствами пород, опасными с точки зрения проявлений внезапных выбросов. В нем используют данные геологоразведочных работ, результаты изучения механических, плотностных и коллекторских свойств горных пород по кернам из разведочных скважин, а также по данным геофизического каротажа. Одна из основных задач регионального прогноза состоит в определении характера тектонических нарушений, их влияния на структуру пород, на создание раздробленных и перемятых зон. Существенное значение имеет и микротектоника: наличие перемятости пород, пликативных нарушений, пережимов, раздувов и выклиниваний, а также изменение относительной мощности и механических характеристик отдельных пачек пород. С этими изменениями связаны локальные изменения напряженного состояния участков массива и возможные высокие концентрации напряжений, создающие опасность выбросов. Кроме того, чем больше число пропластков, пачек и слоев и чем в большей степени изменяются их прочность и мощность, тем большие количества потенциальной энергии могут накапливаться и внезапно высвобождаются при ведении горных работ.

При региональном прогнозе выявляют также наличие в кровле и почве залежи прочных слоев или пластов пород, способных зависать над очистным пространством, создавая высокие концентрации напряжений вблизи забоя. Устанавливают газонасыщенность, газонасыщенность пород, давление в них газа. Внезапные выбросы в угольных пластах могут происходить при минимальном давлении газа 2—3 кгс/см². Если давление газа

достигает 10—15 кгс/см², выбросы обычно сопровождаются заполнением выработок газом, в подготовительных выработках происходит уплотнение выброшенных пород.

Существенное значение в региональном прогнозе имеет характеристика гидрогеологических условий. С увеличением содержания влаги в породе выбросоопасность понижается, поскольку в первую очередь возрастает способность породы к пластическим деформациям и снижается способность к хрупкому разрушению. Кроме того, адсорбирование влаги ведет к понижению сорбционной емкости породы по газу. Сорбционная емкость по газу влагонасыщенных каменных углей, например, снижается примерно вдвое. Увлажнение пород сверх предела их адсорбционного насыщения в смеси с газом (для каменных углей разных марок этот предел составляет от 4 до 7 %) приводит к обводнению этих пород. При обводнении помимо адсорбции происходит капиллярная конденсация воды. Приточная и капиллярная влага закупоривают тонкие поры горных пород, препятствуя десорбции газа. При увеличении же водопритока вода может заполнять также более крупные поры и трещины, еще более затрудняя фильтрацию газа.

О влиянии глубины разработки, мощности и угла падения пород говорилось выше. Эти факторы тоже учитывают в региональном прогнозе.

При региональном прогнозе обычно используют также метод аналогий, сравнивая горно-геологические условия рассматриваемого месторождения или массива с аналогичными, где уже ведут разработку и имеются наиболее достоверные сведения о выбросоопасности.

Региональные методы являются приближенными, поскольку они характеризуют массивы пород по ограниченному количеству данных: по немногим разрезам, точкам, пробам. Степень достоверности регионального прогноза находится в прямой зависимости от полноты данных геологической разведки, которые должны содержать сведения о прочности, упругих характеристиках, степени нарушенности пород, вскрываемых разведочными скважинами, вероятной напряженности массива, о давлении газа в породах, их газопроницаемости, влажности, сорбционной емкости.

Данные регионального прогноза учитывают на стадии проектирования: при составлении комплексных проектов развития горнодобычных районов, создании проектов новых шахт и рудников, проектов вскрытия и разработки новых горизонтов. Эти данные проверяют и уточняют по мере вскрытия, подготовки и разработки месторождений с помощью методов локального прогноза.

Локальный прогноз предусматривает детальное изучение перечисленных выше факторов по мере вскрытия уча-

стков шахтного поля при подготовке их к эксплуатации. Он включает в себя количественные определения прочностных и упругих свойств пород и их изменений, экспериментальное измерение действующих напряжений и оценку изменений напряженного состояния вследствие изменчивости горно-геологических условий и под влиянием горных работ, определение давления газа в породах, пористости, газопроницаемости, влажности, сорбционной емкости. Значения и вариации этих показателей позволяют определять вероятность внезапных выбросов и осуществлять контроль выбросоопасности подготавливаемых к разработке участков.

В локальном прогнозе из количественных характеристик определяют комплексные показатели выбросоопасности, в той или иной степени учитывающие основные факторы, с которыми связана потенциальная возможность выбросов. В частности, для угольных пластов был предложен показатель [151]

$$l = 1,8(\Delta P - f) + 0,7C, \quad (418)$$

где P — показатель скорости газоотдачи; f — коэффициент крепости; C — показатель ситового анализа.

В работе [107] для оценки выбросоопасности мощных пластов в месте их вскрытия предложено пользоваться показателем

$$P_b = p_{\max} - 19f^2, \quad (419)$$

где p_{\max} — максимальное измеренное давление газа в пласте в месте вскрытия; f — коэффициент крепости угля.

Пласт считают опасным по выбросам при $P_b \geq 0$.

Текущий прогноз внезапных выбросов основан на визуальном и инструментальном улавливании предвестников внезапных выбросов, проявляющихся иногда за несколько минут или даже секунд до выброса, на регистрации изменений напряженности пород и газодинамического режима в процессе ведения горных работ. Задачей текущего прогноза является своевременное предупреждение о переходе участка массива в опасное или, наоборот, в неопасное состояние.

Среди предвестников внезапных выбросов, которые могут быть зафиксированы визуально, отмечают: изменение крупности штыба при бурении шпуров и скважин, интенсивное разделение породных кернов (при керновом бурении опережающих прогнозных скважин) на диски, толчки на буровой инструмент и зажатие штанг, изменение блеска угля, образование облачка пыли у забоя, похолодание воздуха у забоя, усиление газовыделения, появление чешуйчатости пород и отделение от забоя вкрест наслоению пород тонких породных пластин (толщиной от нескольких миллиметров до 1—2 см), увеличение дальности отброса от забоя и степени измельчения пород при взрывании, возрастание коэффициента использования шпуров до единицы

и даже более и др. В различных горно-геологических условиях эти предвестники проявляются по-разному и в неодинаковой степени.

Предвестником внезапных выбросов служит также изменение сейсмической и звуковой активности пород. На учете фактора сейсмоакустической активности основан сейсмоакустический метод прогноза внезапных выбросов, аналогичный такому же для прогноза горных ударов (см. гл. 18).

Сейсмоакустические наблюдения позволяют оценить интенсивность микроударов, определить местоположение очагов наиболее интенсивного микроураза и трещинообразования и выявить наличие выбросоопасных зон по критической скорости трещинообразования. Степень снижения сейсмоакустической активности позволяет также оценивать эффективность мероприятий, направленных на устранение выбросоопасной ситуации.

Следует, однако, иметь в виду, что аномальное возрастание сейсмоакустической активности (шумности) участка массива не всегда свидетельствует о выбросоопасной ситуации. В определенных случаях оно предшествует внезапным высыпаниям, осадкам кровли и другим явлениям в породном массиве. Поэтому сейсмоакустический прогноз не всегда обеспечивает стопроцентную надежность и в таких случаях требует дополнения другими методами.

Новые принципы прогнозирования выбросоопасности и определения безопасной зоны в призабойной части угольного пласта разрабатываются в настоящее время в ИПКОН АН СССР под руководством проф. А. Т. Айруни [5, 134]. В основе этих принципов лежит комплексное использование микроструктурных особенностей строения вещества угля и его преобразований, изменений термодинамических характеристик свежесобранного угольного забоя, рефракции ультразвукоакустической и электромагнитной эмиссий и других физических и физико-химических показателей, характеризующих динамику состояния системы «уголь — метан — природная влага» в зависимости от внешних воздействий, связанных с различными природными и технологическими процессами. Так, установлено [134], что нарастание давления метана в угольном пласте до природного значения в выбросоопасных зонах опасных пластов происходит в 5—10 раз медленнее, а абсолютное значение на 60—70 % выше, чем в невыбросоопасных зонах опасных пластов. Природная газопроницаемость опасных угольных пластов в выбросоопасных зонах на 1—2 порядка ниже таковой у невыбросоопасных зон этих же пластов, хотя природная газопроницаемость выбросоопасных пластов в 1,5—2,5 раза выше природной газопроницаемости невыбросоопасных пластов.

Угли выбросоопасных пластов в опасных зонах характеризуются тектонической перемятостью и нарушенностью, имеют зоны супермилонитовых структур, представленных переизмельченным угольным веществом с размером отдельных зерен менее 1 мкм, которое заполняет первичные трещины и задерживает газ в угле при незначительных пригрузках, что ведет к накоплению газа впереди движущегося забоя, при этом высокодисперсные фазы поглощают большое количество газа и десорбируют его с большой скоростью при возникновении сравнительно малых нарушений сплошности. Важным отличительным признаком выбросоопасных углей является наличие закономерной текстуры в ограниченных объемах и ее отсутствие в объемах, превышающих 0,001 м³, что объясняется влиянием тектонических процессов в зонах дислокационных нарушений. Для выбросоопасных углей характерно также наличие эмульсионных, равномерно распределенных минеральных включений. Имеются и другие отличительные признаки выбросоопасности, изучение которых продолжается. На основе использования этих признаков и изложенных выше новых принципов предполагается [6] создать автоматизированные методы прогнозирования выбросоопасности, осуществляющие непрерывное и бесконтактное определение свойств и состояния призабойной части угольного пласта с дистанционной передачей информации на поверхность или непосредственно на систему управления механизмами.

В бассейнах и на месторождениях с проявлениями внезапных выбросов пород и газа в СССР и за рубежом организуют специальные службы прогноза этих явлений. Такие службы дают заключения об отнесении отдельных участков массива, пластов, слоев пород к различным категориям выбросоопасности, осуществляют текущий прогноз выбросоопасности, в пределах опасных по выбросам в целом пластах или залежах выделяют опасные и неопасные зоны, устанавливают степень эффективности различных профилактических мер, консультируют технический персонал горных предприятий по рекомендуемым профилактическим мерам.

Глава 20. СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ И БОРЬБЫ С ОПАСНЫМИ ДИНАМИЧЕСКИМИ ПРОЯВЛЕНИЯМИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В РУДНИКАХ И ШАХТАХ

§ 103. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

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 и 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 подготовливаемом горизонте. Локальными мерами являются: бурение опережающих разгружающе-дегазирующих скважин из действующих выработок; обработка опасного массива нагнетанием воды в пласт под давлением в режимах гидрорыхления, гидростатического и гидроразрыва; гидровывыв 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.

О том, насколько это важно, свидетельствует приводимый И. М. Петуховым пример шахт Кизеловского бассейна [37], где главные трудности решения проблемы борьбы с горными ударами были тем и обусловлены, что к борьбе с горными ударами приступили лишь тогда, когда они начали проявляться в большом количестве и с большой силой. Однако к этому времени многие основные горные выработки на ряде шахт и горизонтов были пройдены без учета опасности проявления горных ударов, проектами предусматривался неоптимальный по фактору горных ударов порядок развития горных работ, применение неблагоприятных систем разработки. В связи с этим потребовалось свыше десяти лет, чтобы перестроить работу основных шахт бассейна с учетом удароопасности пластов.

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 обработка производится с учетом обеспечения планового 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.

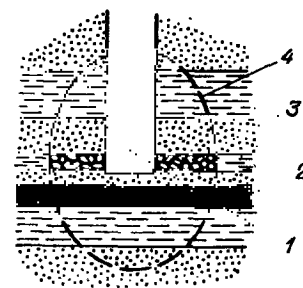
§ 104. ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВ И ЗАЛЕЖЕЙ

Вскрытие одиночных пластов и залежей полезного ископаемого или свит пластов следует осуществлять выработками, проходимыми по породам или пластам, не опасным по горным ударам и внезапным выбросам. В таких случаях возможность динамических проявлений горного давления возникает лишь в момент подхода вскрывающих капитальных выработок к пласту или залежи, опасным по горным ударам или внезапным выбросам, либо при пересечении этого пласта (залежи). Одним из способов устранения опасности динамических проявлений на участке пересечения полезного ископаемого вскрывающей выработкой является разгрузка вскрываемого участка посредством отработки защитного слоя вокруг выработки (рис. 146). Эффективен и другой способ, состоящий в изменении механических свойств вскрываемого участка полезного ископаемого посредством сотрясательного взрывания через глубокие опережающие скважины, буримые из забоя вскрывающей выработки в полезное ископаемое. При вскрытии угольных пластов, опасных по внезапным выбросам, применяют также их увлажнение через передовые скважины, гидровывывание и дегазацию. Гидровывывание особенно целесообразно при сложной структуре угольных пластов и наличии в них перемятых пачек угля.

Для повышения производительности работ при гидровывывании применяются различные механизмы, в том числе специально созданная для этих целей установка УТВ-1. Гидровывывание производится через скважины диаметром 80—200 мм, пробуренные из квершлага в опасный пласт через породную «пробку» толщиной свыше 4 м, оставленную между забоем

Рис. 146. Схема отработки защитного слоя в месте пересечения залежи полезного ископаемого шахтным стволом.

1 — шахтный ствол; 2 — вскрываемый пласт полезного ископаемого; 3 — закладка обрабатываемого участка в защитном слое; 4 — контур зоны разгрузки.



квершлага и опасным пластом. Пласт вымывается гидромонитором, оборудованным изогнутой насадкой диаметром 6—10 мм. Скорость гидровывывания полостей при вскрытии пластов составляет в среднем 0,5 м в 1 мин, количество извлекаемого через скважины угля обычно колеблется в пределах 15—40 т. Управление процессом гидровывывания производится дистанционно. При высокой крепости угля опасного пласта применяется восходящий порядок гидровывывания, при низкой (сыпучих и мягких углях) — нисходящий, при этом для предотвращения обрушения нависающего массива угля верхняя часть полости периодически заполняется нагнетаемым через контрольные скважины быстротвердеющим густым бетоном.

При вскрытии выбросоопасных крутых угольных пластов квершлагами дает эффект применение каркасной опережающей крепи. С этой целью через породную «пробку» и вскрывающий пласт бурят в один или два ряда серию скважин по контуру верхней части квершлага. Длина скважин должна быть такой, чтобы они полностью пересекли пласт и углубились во вмещающую породу на глубину до 1,5 м. В скважины заводят металлические балки или трубы, под выступающие из скважин концы которых подводят металлическую или железобетонную арку. Получаемое сооружение может воспринять давление покрывающих пород при вскрытии пласта сотрясательным взрыванием. Пробуренные скважины способствуют также частичной дегазации угольного пласта на участке вскрытия.

Капитальные и подготовительные полевые выработки по выбросоопасным песчаникам Донбасса целесообразно располагать вблизи почвы или кровли пласта песчаника, избегая проведения их в средней части пласта, где выбросоопасность максимальна.

В условиях действия в массиве больших тектонических напряжений, существенно превышающих гравитационные напряжения, важную роль играет ориентация капитальных и подготовительных выработок, рассчитанных на длительный срок службы. Их рационально ориентировать в направлении, наиболее близком к направлению действия тектонических сил. В этом

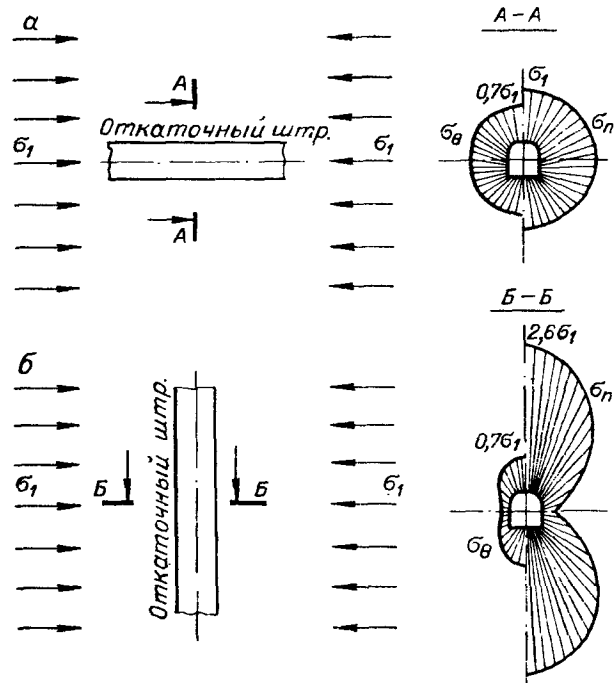


Рис. 147. Распределение напряжений на контуре горизонтальных выработок, пройденных по направлению действия горизонтальных тектонических сил (а) и перпендикулярно к этому направлению (б).
 σ_θ — тангенциальные напряжения; σ_n — напряжения, направление которых параллельно оси выработки.

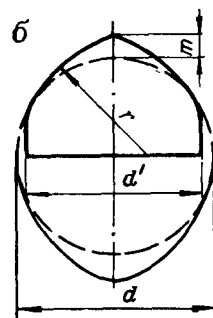
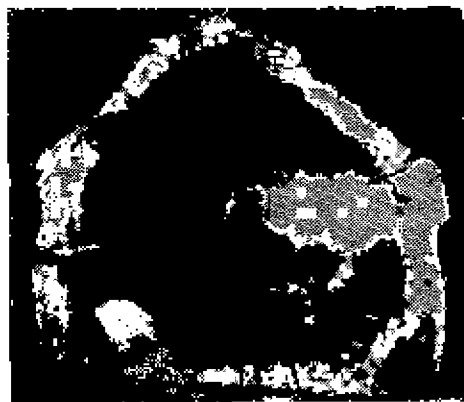
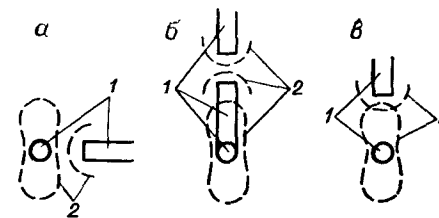


Рис. 148. Шатровая форма свода горизонтальной выработки.
 а — общий вид; б — схема построения расчетного контура сечения.

Рис. 149. Условия сбойки пересекающихся выработок.

а и б — рекомендуемые варианты; в — неблагоприятный вариант.
 1 — горные выработки; 2 — контур зоны повышенных напряжений.



случае нормальные напряжения на контуре распределяются более равномерно по периметру выработки (рис. 147) и в направлении, нормальном к продольной оси выработки, составляют около $0,7 \sigma_1$, а в направлении, совпадающем с остью выработки, равны σ_1 (σ_1 — горизонтальные тектонические силы). Если же горизонтальные выработки по условиям технологии невозможно расположить в оптимальном направлении, то им целесообразно придавать шатровую форму свода (рис. 148), которая более устойчива вследствие уменьшения размеров зоны хрупкого разрушения пород на контуре. Параметры расчетного контура сечения определяются соотношениями: $m = (0,10 \div 0,15) d$; $r = 0,75 d$; $d' = 0,9 d$.

При сбойке пересекающихся выработок места сбойки необходимо назначать в наименее напряженных зонах (рис. 149).

Для предотвращения внезапных выбросов при вскрытии угольных пластов стволами применяются способы увлажнения угольного массива через скважины диаметром 43—100 мм, пробуренные с расстояния не менее 6 м по нормали к пласту, или производится бурение дегазационных скважин диаметром 70—100 мм при обнажении пласта и не менее 200 мм при пересечении пласта с последующим возведением каркасной крепи из металлических стержней или труб, зацементированных в скважинах, опережающих забой ствола на 2 м и более.

§ 105. ОПЕРЕЖАЮЩАЯ ОТРАБОТКА ЗАЩИТНЫХ ПЛАСТОВ

Основным и наиболее надежным из региональных мероприятий по предотвращению горных ударов и внезапных выбросов является опережающая отработка защитных пластов [54]. 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, отра-

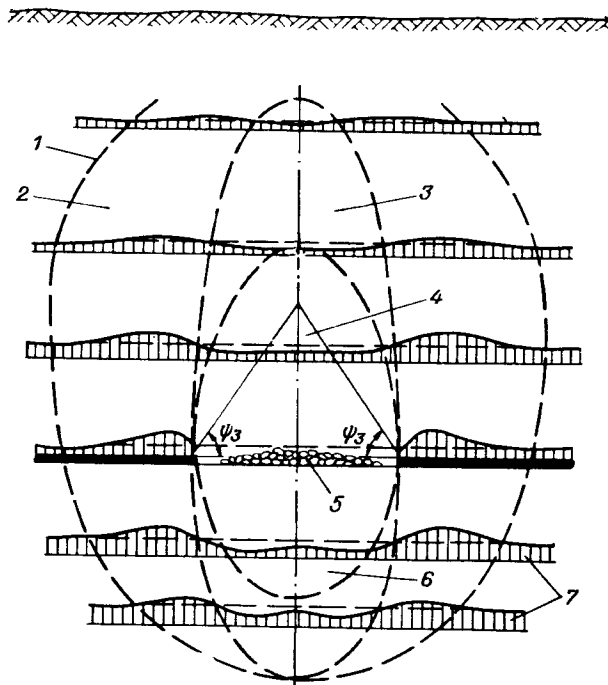


Рис. 150. Схема перераспределения горного давления в пределах области влияния очистной выработки по защитному пласту.

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.

батываемый 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 устраняет опасность внезапных выбросов.

На рис. 150 представлена схема перераспределения горного давления в пределах области влияния очистной выработки по защитному пласту (слою). В этой области в соответствии с изложенным в гл. 10 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 5—8 кгс/см², 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 в работе [99] показал, что на выбросоопасность влияет не только давление газа, но и количество свободного газа, находящегося под этим давлением. Проф. И. М. Петухов и докт. физ.-мат. наук А. М. Лильков считают [104], что опасность выброса отсутствует при выполнении любого из двух условий: 1) энергия недостаточна для разлета со скоростью порядка несколько метров в секунду; 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 [104] предлагается определять критический уровень давления газа p_k по формуле

$$p_k = p_a + \sigma_r / m_r, \quad (420)$$

где p_a — атмосферное давление.

Расчеты по формуле (420) показывают, что только в весьма неблагоприятных условиях, в частности при очень слабых углях (коэффициент крепости ниже 0,3 по шкале проф. М. М. Протодьяконова), критическое давление газа оказывается менее 5 кгс/см².

Газодинамическое состояние выбросоопасного пласта при его подработке и надработке определяется характером измене-

ния 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.

Сдвигание 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 выбросоопасными 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, десорбиравшимся 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 его 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 [51] следующее условие образования газопроводящих трещин

в подрабатываемых слоях при пологом залегании пластов:

$$\frac{M}{m} \leq \frac{250}{\epsilon_{кр} \cdot 10^3}, \quad (421)$$

где M — мощность междупластья; m — вынимаемая мощность пласта; $\epsilon_{кр}$ — относительная деформация растяжения, при которой происходит разрыв сплошности пород. Значения $\epsilon_{кр}$ для различных пород приведены в гл. 14. Расчеты по формуле (421) и натурные наблюдения показывают, что при $M \leq (25 \div 40)m$ в любых осадочных породах образуется сквозной газопроводящий канал, а при $M \geq 125m$ секущие трещины в осадочных породах, включая угольные пласты, не образуются совсем.

При $25 < M/m < 125$ 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 десорбирав-

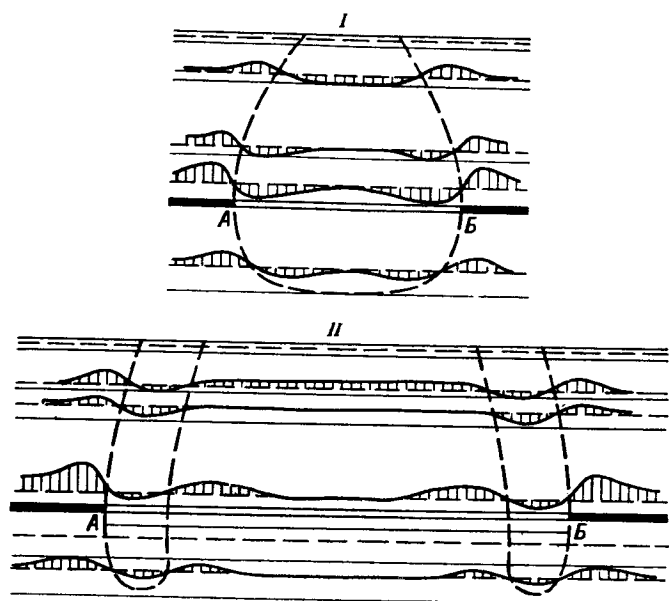


Рис. 151. Перемещение зоны опорного давления и разгрузки по мере развития горных работ по простиранию (зоны разгрузки со стороны неподвижного идвигающегося забоев околтурены штриховой линией).
I и II — положение забоя в различные моменты времени.

шегося 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. 151). При положении неподвижного забоя в точке А, а перемещаемого в точке В в массиве образуются защищенные зоны, околтуренные на рис. 151 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 отставании 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 дневную 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.

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. 152 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.

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

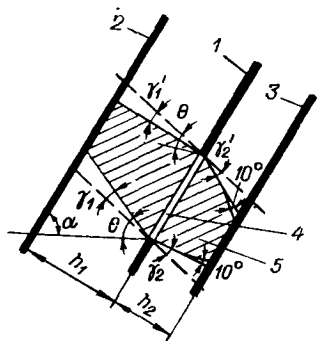


Рис. 152. Схема определения защищенных зон на разрезе вкост простирания.

1 — защитный пласт; 2 и 3 — защищаемые подрабатываемый и надрабатываемый пласты; 4 — очистное пространство; 5 — защищенная зона.

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

$$K = 1,67 - 0,67M/S_{1(2)}, \quad (422)$$

где M — мощность междупластья, м; $S_{1(2)}$ — параметр дальности защищенной зоны, м.

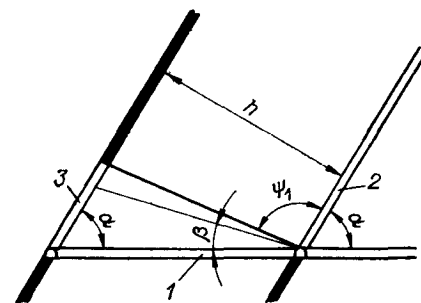
При значении $K > 1$ обеспечивается полная защита и дополнительных мероприятий не требуется. При $K < 0,7$ дополнительные меры необходимы, при этом чем меньше значение K , тем более жестки должны быть дополнительные меры. При K , близком к 1, дополнительные меры иногда ограничиваются контролем эффективности защитного действия.

Наибольшее усиление эффективности защитного действия под- и надработки достигается, как указывалось выше, искусственной дегазацией выбросоопасного пласта с помощью скважин. Иногда в качестве дополнительной меры применяется нагнетание воды в пласт, вызывающее раскрытие пустотностей в зоне разгрузки. Весьма эффективным является применение закладки выработанного пространства выбросоопасных пластов. Так, на шахте «Красный Октябрь» ПО «Орджоникидзеуголь» за счет гидравлической закладки выработанного пространства защищаемых выбросоопасных пластов границы защищенных зон были расширены на 25—30 %, так как при закладке произошло выравнивание и более благоприятное распределение напряжений в опорной зоне краевой части защищаемого опасного пласта.

В условиях крутого падения пород очистной забой подрабатываемого пласта или залежи на рабочем горизонте не полностью попадает в защитную зону (рис. 153). Для безопасной отработки таких участков применяют различные варианты: опе-

Рис. 153. Расположение незащищенного участка подрабатываемого пласта (залежи) в условиях крутого падения.

1 — квершлаг; 2 — очистная выработка по защитному пласту; 3 — незащищенный участок подрабатываемого пласта.



режающую разработку защитного пласта на нижнем горизонте, отработку защитного пласта ниже горизонта откаточного штрека на высоту незащищенной зоны, временное оставление незащищенной зоны нетронутой с отработкой вышележащей части пласта на полевой штрек через промежуточные газенки и др. При борьбе с внезапными выбросами в таких условиях находят применение локальные мероприятия, в том числе бурение опережающих дегазационных скважин, гидрорыхление, гидроотжим, образование разгрузочных пазов.

Особенно неблагоприятные условия в отношении опасности по горным ударам и внезапным выбросам могут создаваться при оставлении целиков в выработанном пространстве защитного пласта, поскольку такие целики передают давление и способствуют возникновению высоких концентраций напряжений на локальных участках массива. В соответствии с этим оставление целиков при отработке защитного пласта не допускается.

§ 106. ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

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 сплошной системой.

В выбросоопасных условиях, где наряду со снижением напряжений в краевых частях массива, требуется также осуществ-

лять 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 подвигания 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.

§ 107. РЕГИОНАЛЬНЫЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ДЕГАЗАЦИИ И УВЛАЖНЕНИЮ ВЫБРОСОПАСНЫХ ПОРОД

Региональные мероприятия по дегазации и увлажнению выбросоопасных пород в ряде случаев оказываются весьма эффективными, позволяют полностью устранить внезапные выбросы. Эти меры осуществляют обычно в пределах значительных участков рабочего горизонта за 3—6 мес., иногда за год, до подхода очистных горных работ. В некоторых случаях региональную дегазацию применяют одновременно с подработкой или надработкой пласта или залежи. В других случаях региональной дегазации подвергают участки полезного ископаемого, не находящиеся в области влияния сдвижения горных пород. В первом случае дегазация происходит значительно быстрее, чем во втором. В. В. Ходот называет поэтому первый вид дегазации быстродействующей, второй — длительной дегазацией [155].

Экспериментальные исследования показали, например, что при разгрузке угольных пластов от напряжений их газопроницаемость увеличивается в сотни раз, и соответственно возрастает скорость движения газа и его выделения через скважины.

Для дегазации участок полезного ископаемого предварительно вскрывают горными выработками, из которых бурят восстающие дегазационные и увлажнительные скважины, обычно на высоту горизонта или этажа. В некоторых случаях скважины на данный пласт или залежь бурят с соседнего пласта, уже вскрытого горными выработками, а иногда и играющего роль защитного по отношению к данному пласту или залежи. Диаметр скважин существенной роли не играет, так что возможно использование скважин небольшого диаметра (80—100 мм). Однако дегазация как средство предупреждения

внезапных выбросов эффективна при достаточно высокой газопроницаемости полезного ископаемого или пород.

Другое региональное мероприятие — увлажнение — эффективно при достаточной водопроницаемости и при возможности обеспечить равномерное увлажнение участка, определяемой сравнительной однородностью его коллекторских свойств. Кроме того, кровля и почва пласта или залежи должны быть водоустойчивы. Применяют следующие способы увлажнения: низконапорное увлажнение; высоконапорное нагнетание воды и растворов; гидравлическое рыхление, осуществляемое путем гидравлического разрыва из горных выработок либо с поверхности; гидравлическое рыхление в комбинации с дегазацией.

В некоторых случаях, особенно при высокой выбросоопасности, увлажнение применяют параллельно с дегазацией. Для этого через те же скважины, которые использовали для дегазации, нагнетают воду в обрабатываемый пласт. В результате предварительного увлажнения снижаются упругие свойства пласта, повышается способность к пластическим деформациям и соответственно снижается способность накапливать опасные количества упругой энергии. Применяют и комбинированные схемы, когда через одни скважины осуществляют дегазацию участка пласта, а через другие ведут одновременно и его увлажнение, создавая этим лучшие условия для выделения газа.

Для предотвращения внезапных выбросов угля и газа путем увлажнения пласта влажность угля после нагнетания следует доводить до 5% и более, а количество поданной в скважину воды должно составлять 0,02—0,04 м³/т. При этом давление нагнетания не должно вызывать гидравлического расчленения, т. е. должны соблюдаться следующие условия:

— при увлажнении через горизонтальную скважину

$$p_r < p'_n < 0,75\gamma H; \quad (423)$$

— при увлажнении через наклонную скважину

$$p_r < p'_n < 0,75\gamma H \pm \frac{l_{скв}\alpha_n}{20}, \quad (424)$$

где p_r — давление газа в пласте, т/м²; p'_n — давление воды у устья скважины, т/м²; γ — средняя плотность вмещающих пород, т/м³; H — глубина от поверхности до устья скважины, м; α_n — угол наклона скважины к горизонту, градус; $l_{скв}$ — длина скважины, м, определяемая размерами выемочного поля (блока). Нисходящая скважина бурится с таким расчетом, чтобы ее забой находился на 5 м ниже отметки откаточного или промежуточного штреков. При наличии заранее пройденных выработок скважина не добурируется до выработки на значение, равное 55% зоны эффективного увлажнения.

В неравенстве (424) знак плюс относится к скважинам, пробуренным по восстанию пласта, знак минус — к скважинам, пробуренным по падению.

Скважины следует бурить на значительном расстоянии от очистного забоя — в зоне статического горного давления.

Значение региональных способов устранения выбросоопасности особенно велико в условиях применения механизированных крепей и добычных механизированных комплексов, поскольку использование локальных мер защиты при этих средствах механизации затруднительно и по существу свело бы на нет преимущества механизации очистных горных работ.

§ 108. ЛОКАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ И ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ

В отличие от региональных действие локальных способов ограничивается призабойной частью массива в подготовительных или очистных выработках. Предложено большое число локальных способов, применяемых в тех или иных горно-геологических условиях. При этом в ряде случаев применяют не один какой-нибудь, а два или даже три способа в некотором оптимальном их сочетании для данных конкретных условий. Это сочетание устанавливают опытным путем.

При применении локальных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа в забоях подготовительных и очистных выработок должно выполняться следующее условие:

$$l = l_{н.о} + bn, \quad (425)$$

где l — глубина разработки призабойной части пласта, м; $l_{н.о}$ — неснижаемое опережение, м, вычисляемое по формуле $l_{н.о} = Km\sqrt{b}$, m — мощность угольного пласта, м; K — коэффициент, зависящий от степени опасности шахтопласта (участка), скорости подвигания забоя и других факторов, определяемый экспериментальным путем или устанавливаемый по инструктивным материалам для каждого способа предотвращения внезапных выбросов; его значения колеблются в пределах от 0,5 до 2; b — подвигание забоя выработки за один цикл выемки угля, м; n — допустимое число выемочных циклов.

По характеру воздействия можно выделить следующие группы локальных способов:

- а) понижение напряженности призабойной части массива;
- б) изменение прочностных и упругих свойств призабойной части массива;
- в) дегазация призабойной части массива;
- г) провоцирование небольших по силе динамических проявлений горного давления.

Способ бурения опережающих скважин применяют в качестве локальной меры предупреждения внезапных выбросов в подготовительных и очистных выработках. Он способствует как уменьшению напряженности, так и изменению механических свойств призабойной части массива и ее дегазации.

Скважины бурят перпендикулярно к забою выработки, пересекая ими зону повышенных напряжений. Вокруг скважин возникают области предельного напряженного состояния. Если скважины пробурены достаточно часто, эти области взаимно перекрываются, в результате чего призабойный массив растрескивается, в той или иной степени разрушается. Одновременно через скважины происходит интенсивная дегазация. Зона повышенной концентрации напряжений перемещается в глубь массива.

В ряде случаев, требующих более эффективной дегазации, наряду с опережающими бурят бортовые скважины, направленные в сторону стенок выработок. Эти скважины относительно мало изменяют напряженное состояние окружающего массива, но обеспечивают более интенсивное снижение давления газа, т. е. существенно активизируют процесс дегазации.

Следует подчеркнуть, что в отличие от региональной дегазации, где роль диаметра скважин не имеет большого значения, в данном способе, чем больше диаметр скважин, тем больший достигается эффект. Обычно диаметр буримых скважин 80—250 мм. Длина скважин не ограничивается, но в очистных забоях наиболее часто бурят скважины длиной 15—20 м. Неснижаемое опережение $l_{п.о}$ на момент бурения каждой серии скважин должно быть не менее 5 м. Расстояние между скважинами не должно превышать двух радиусов эффективного влияния скважин (радиусов разгружающего и дегазирующего действия) $R_{эф}$. Под радиусом эффективного влияния опережающей скважины понимают расстояние от нее до наиболее удаленного шпура, скорость газовыделения из которого увеличилась по трем измерениям не менее чем на 10% по сравнению с последним значением скорости газовыделения до ее увеличения. Величина $R_{эф}$ определяется опытным путем.

Эффект опережающих скважин во многом зависит от того, в каких пачках пласта они пробурены: чем опаснее по внезапным выбросам пачки пласта, тем выше эффект опережающих скважин. Однако для повышения безопасности работ иногда приходится бурить скважины в менее опасных пачках, но и в этих случаях измерительные камеры для определения $R_{эф}$ располагаются в наиболее опасных пачках. При бурении скважин применяются как специальные станки, так и станки, укрепляемые на поворотной стреле проходческого комбайна. Управление бурением осуществляется дистанционно.

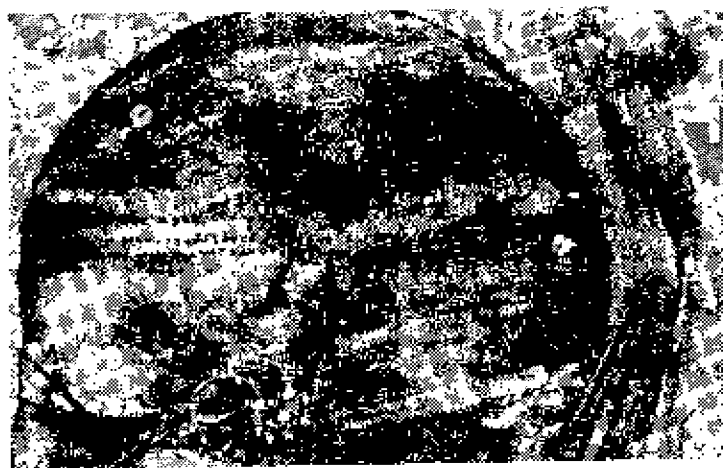


Рис. 154. Создание разгрузочной щели бурением параллельных шпуров с применением шаблона.

Бурение опережающих скважин наиболее эффективно в подготовительных выработках, при ведении же очистных работ оно связано со значительным снижением производительности добычи, так как существенно осложняет их организацию и, кроме того, требует больших объемов буровых работ.

Способ создания разгрузочных врубов и щелей. Создание опережающего вруба, щели либо нескольких щелей приводит к более интенсивному неупругому деформированию массива вокруг этих полостей, чем вокруг отдельных скважин (цилиндрических полостей). Опережающий вруб создают бурением нескольких параллельных скважин, отстоящих одна от другой на минимально возможном расстоянии. Целички-стенки между скважинами при бурении растрескиваются и разрушаются. Таким же образом бурением сближенных параллельных скважин или шпуров с помощью специального шаблона или посредством бурильной установки с манипулятором создают разгрузочные щели (рис. 154). Этот способ, в частности, опробован при проходке штреков по выбросоопасным песчаникам Донбасса. Наряду с буровым способом для создания опережающих полостей применяют также гидровывывание.

При проходке выработок в выбросоопасных песчаниках иногда применяют способ локализации выбросов, основанный на использовании опережающего вруба, создающего выемку эллиптической формы сечения, площадь которой не превышает 1/3 общей площади забоя. На последующей стадии взрывают серию шпуров, расположенных концентрически относительно

опережающей выемки, доводя сечение выработки до проектных размеров. При таком порядке взрывных работ резко снижается вероятность выбросов, а если они все же происходят, то имеют меньшую интенсивность.

Положительные результаты дает также выбуривание щели или же образование опережающего разгрузочного паза по контуру проходимой выработки.

В последние годы для предотвращения внезапных выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработок смешанными забоями стали создавать разгрузочные щели и полости во вмещающих породах. Выбуривание полостей производится обычно на расстоянии 0,5—0,6 м выше опасного пласта, высота полости принимается 0,15—0,20 м. При проведении подготовительных выработок смешанными забоями по выбросоопасным пластам с вмещающими породами крепостью до 6 вначале производится выемка комбайном вмещающих пород с образованием разгрузочной полости, а затем — выемка частично разгруженной и дегазированной призабойной зоны угольного пласта. Выемка породы ведется в направлении от кровли выработки к угольному пласту. Неснижаемое опережение полости принимается равным 1 м, а выход полости за контур сечения штрека — 0,6 м. После образования разгрузочной полости производится контроль за эффективностью применения этого способа. Обычно процесс формирования безопасной зоны в призабойной части угольного пласта в штреке под или над разгрузочной полостью наиболее интенсивно происходит в течение первых 30 мин и практически завершается через 3 ч. После подтверждения эффективности способа производится выемка угля и породы в сечении выработки на глубину, равную значению шага крепи или кратную этому значению. При глубине разгрузочной полости 2—3 м выемку угля и оставшегося между полостью и угольным пластом слоя породы в пределах сечения штрека можно производить комбайном на глубину до 1—3 м.

Способ возведения буттовых полос широко применяют при проходке выработок в условиях, опасных по горным ударам. Проходку ведут широким ходом с раскоской, которую заполняют породой и кострами. Ширину раскоски в каждую сторону принимают равной 3—6-кратной мощности обрабатываемого пласта или слоя.

Этот способ предусматривает не предотвращение горных ударов, а эффективную защиту людей и оборудования на случай горного удара. Создаваемая породная подушка гасит силу удара и предохраняет выработку от разрушения.

На рис. 155 в качестве примера приведена схема проходки и поддержания уклонов, рекомендованная для условий разработки удароопасных угольных пластов Кизеловского бассейна [37].

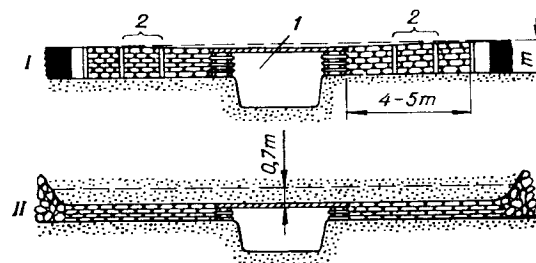


Рис. 155. Схема проходки и поддержания уклонов в удароопасных условиях.
I — на момент проходки; II — на момент окончания процесса сдвига пород.
1 — уклон; 2 — часть буттовой полосы, выкладываемая на глине.

Способ камуфлетного и сотрясательного взрывания. Камуфлетное взрывание представляет собой взрывание заряда внутреннего действия, при котором происходит рыхление горной породы в глубине массива и трещинообразование в окрестности заряда, не сопровождаемое отбрасыванием разрыхленной взрывом породы в выработку. Сотрясательное взрывание — это взрывание заряда внутреннего действия без рыхления горной породы. Основная часть энергии сотрясательного взрывания расходуется на возбуждение упругих колебаний массива в окрестности заряда.

Эффект камуфлетного и сотрясательного взрывания достигают путем выбора соответствующих конструкций заряда, подбора ВВ различной бризантности, последовательности взрывания шпуров в комплекте.

Механизм действия камуфлетного взрывания как средства предупреждения ударов и выбросов состоит в следующем. При взрывании камуфлетных зарядов вследствие рыхления и трещинообразования в призабойной части массива происходит снижение концентрации напряжений. Зона опорного давления перемещается в глубь массива. Опорные нагрузки в призабойной части массива распределяются равномернее и на более значительной площади, чем до камуфлетного взрыва. Разрыхленная и расчлененная трещинами краевая часть массива служит также препятствием для проявления горного удара или внезапного выброса в сторону выработки.

Сотрясательное взрывание имеет иной механизм действия. Энергия сотрясательного взрыва расходуется главным образом на возбуждение в массиве упругой волны напряжения. Динамические напряжения в окрестности участка сотрясательного взрыва накладываются на статическое поле напряжений, что приводит к превышению уровня предельных напряжений и провоцирует горный удар или внезапный выброс. Но удар или

выброс происходит в момент, когда все горнорабочие выведены из шахты, а механизмы надежно защищены от возможных повреждений. При этом выбором параметров, участка и времени производства сотрясательного взрыва можно в некоторой степени регулировать силу вызываемых горных ударов, не допуская накопления больших количеств потенциальной энергии, т. е. вызывать горные удары относительно небольшой силы, которые не могут привести к серьезным нарушениям горных выработок.

Камуфлетное и сотрясательное взрывание получило довольно широкое применение в практике борьбы с горными ударами как при ведении очистных работ, так и в подготовительных выработках. На рис. 156 представлены схемы приведения в неудароопасное состояние угольного пласта впереди очистного забоя и впереди забоев подготовительных выработок, применяемые в Кизеловском бассейне [37].

Камуфлетное взрывание довольно успешно используют для снижения удароопасности в глубоких южноафриканских золотых рудниках Витватерсранда. В калийных шахтах ГДР используют сотрясательное взрывание как метод провоцирования выбросов малой мощности, приводящих к снижению действующих напряжений в призабойных частях массива и предотвращающих сильные выбросы. Широкое распространение получило камуфлетное и сотрясательное взрывание для борьбы с внезапными выбросами на шахтах Франции. Однако в последние годы этот способ вытесняется другими, которые признаются более эффективными и экономичными.

К недостаткам камуфлетного и сотрясательного взрывания как способа борьбы с внезапными выбросами пород и газа, ограничивающими целесообразность их применения, относят вывалы пород из кровли, образование значительных пустот от спровоцированных выбросов, опасность запоздалых выбросов, нарушение ритмичности горных работ, особенно нежелательное при ведении очистной выемки.

При проведении выработок в выбросоопасных песчаниках правильный выбор параметров буровзрывных работ способствует уменьшению силы выбросов. В частности, при проведении горизонтальной или наклонной выработки по выбросоопасному песчанику забойные шпурсы следует располагать только в нижней части проходимой выработки. В зарядах вробовых шпуров следует использовать электродетонаторы мгновенного действия.

Предложен ряд локальных гидравлических способов борьбы с горными ударами и внезапными выбросами. Наибольшего внимания из них заслуживают способы: низконапорного увлажнения призабойной части массива, гидровывывания, гидрорыхления и гидроружима.

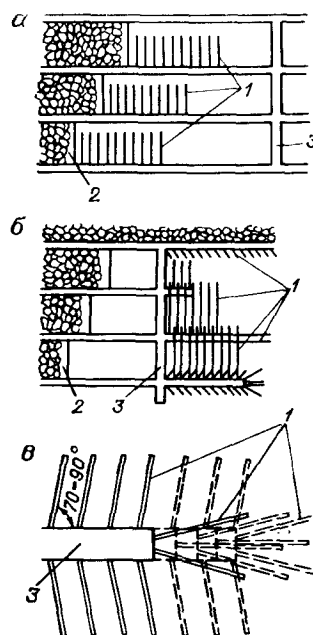


Рис. 156. Схемы расположения взрывных скважин для приведения угольного пласта в неудароопасное состояние посредством камуфлетного взрывания.

а — впереди очистного забоя; б — впереди забоев подготовительных выработок; в — последовательность бурения камуфлетных скважин впереди движущегося забоя подготовительной выработки; 1 — скважины опережающего камуфлетного взрывания; 2 — очистное пространство; 3 — подготовительные выработки.

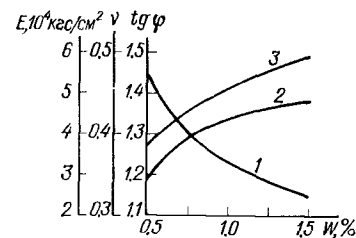


Рис. 157. Зависимости от влажности основных механических характеристик угля Кизеловского бассейна.

Зависимость: 1 — модуля упругости E ; 2 — коэффициента поперечных деформаций ν ; 3 — коэффициента внутреннего трения $tg \varphi$.

Способ низконапорного увлажнения применяют для устранения как удароопасности, так и выбросоопасности. Сущность способа состоит в следующем. При увлажнении горных пород изменяются их механические свойства: понижаются характеристики прочности, модуль упругости, и наоборот, повышается способность к пластическим деформациям, возрастает значение коэффициента поперечных деформаций. В качестве примера на рис. 157 приведены зависимости от влажности основных механических характеристик каменного угля Кизеловского бассейна. В результате изменения механических свойств повышается деформационная способность краевой части массива и снижается способность к хрупкому разрушению. Происходит перераспределение напряжений с перемещением максимума опорных нагрузок в глубь массива, а в краевой части напряжения уменьшаются.

Способ увлажнения, однако, оказывается эффективным лишь при условии обеспечения равномерности увлажнения массива, так как если отдельные участки приконтурного массива окажутся неувлажненными, то они могут воспринять дополнительные нагрузки и явиться очагами динамических проявлений.

Низконапорное увлажнение применяется преимущественно в подготовительных выработках мощных пластов и осуществ-

вляется через передовую скважину, пробуренную по оси выработки, или через барьерные скважины, пробуренные по бокам выработки из специальных ниш. Скважины диаметром 45—100 мм бурят по крепкой пачке угля и герметизируют цементно-песчаным раствором или сплошными герметизаторами. При диаметре скважин 45—60 мм глубина герметизации составляет не менее 5 м, при большем диаметре — не менее 10 м. Длина скважин определяется горнотехническими условиями, применяемым оборудованием, организацией работ и диаметром скважин. При диаметре скважин 45 мм их длина составляет 25—80 м. Неснижаемое опережение увлажненной зоной забоя выработки должно быть не менее 5 м. Давление нагнетания не должно превышать $0,75 \gamma H$, при этом во избежание гидроразрыва пласта нагнетание воды в начальный период производится под минимальным давлением. Увлажнение считается эффективным, если влажность угля после нагнетания воды составляет не менее 5 %.

Способ увлажнения нередко применяют и в Донбассе при вскрытии выбросоопасных угольных пластов. Из забоя кварцшлага, вскрывающего пласт, при подходе к пласту на расстоянии не менее 2 м через породную пробку бурят комплект из 5—6 шпуров. В центре забоя бурят разгрузочно-дегазационную скважину. В шпурах (через один) устанавливают гидрозатворы и затем нагнетают в режиме гидрорыхления воду до тех пор, пока она не появится в разгрузочной скважине и соседних шпурах. Нагнетание считается эффективным, если давление газа в контрольных шпурах, пересекающих пласт на расстоянии 4 м за контуром кварцшлага, снизится до менее 10 кгс/см^2 .

При ведении очистных работ применяют различные схемы увлажнения, предусматривающие бурение увлажнительных скважин параллельно очистному забою, перпендикулярно к нему, либо комбинированные схемы. Схема бурения параллельно очистному забою позволяет проводить работы по увлажнению независимо от добычных работ в забое. Схема же бурения скважин перпендикулярно к забою обеспечивает большую равномерность увлажнения.

Способ гидровывывания применяют как средство предотвращения внезапных выбросов при вскрытии крутых пластов, содержащих мягкие пачки угля с коэффициентом крепости менее I, и при проведении подготовительных выработок в выбросоопасных пластах, в которых имеются пачки нарушенного угля с коэффициентом крепости не более 0,6. Вскрытие крутых пластов с помощью гидровывывания впереди забоя кварцшлага рассмотрено в начале настоящей главы. Приведем еще один эффективный способ гидровывывания при вскрытии крутых пластов. Из полевого и группового штреков на выбро-

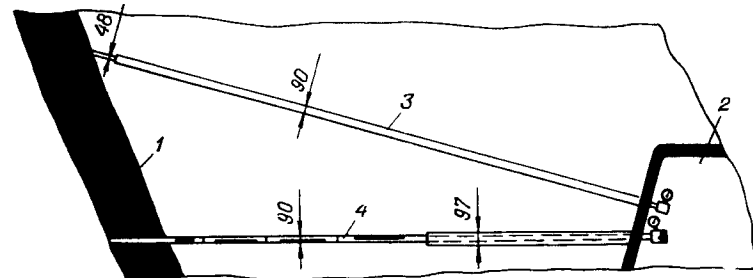


Рис. 158. Схема работ по гидроразрыву крутопадающего угольного пласта. 1 — выбросоопасный пласт; 2 — полевой штрек; 3 — нагнетательная скважина; 4 — контрольная скважина.

соопасный пласт бурят попарно скважины (рис. 158). Расстояние между соседними парами скважин по простиранию 5—10 м. Одна из пары скважин является нагнетательной. В нее подают воду под давлением $200—400 \text{ кгс/см}^2$ с расходом $5—10 \text{ м}^3/\text{ч}$. По другой, контрольно-отводной, скважине фиксируют изменение давления поступающей воды и выводят угольную пульпу. После подачи воды при достижении некоторого критического давления происходит гидроразрыв пласта и прорыв воды в контрольную скважину. Далее идет процесс разрушения угля и его выноса потоком воды и сжатого газа в виде пульпы через контрольно-отводную скважину. В зоне размывания происходит разгрузка от напряжений, резко повышается газопроницаемость и происходит значительная дегазация. Количество угольной мелочи, удаляемой описанным способом при гидровывывании, составляет 3—20 т.

Гидровывывание опережающих полостей при проведении подготовительных выработок производится с помощью скважин, в каждую из которых постепенно внедряется труба с размывающей насадкой. Скважины располагают веерообразно в плоскости перемятой пачки с таким расчетом, чтобы ширина обработки угольного массива за контуром выработки была не менее 2 м. Целики угля между полостями оставляются шириной не более 0,3 м. Такие целики легко разрушаются, что повышает эффективность обработанной полостями зоны. Скорость вымывания угля составляет $0,4—0,7 \text{ м/мин}$, при этом из пласта в штрек выносятся до $12—30 \text{ т}$ угля. Процесс гидровывывания сопровождается увеличением количества выделяющегося в штрек метана на $150—300 \text{ м}^3$.

Рабочее давление воды принимается $50—110 \text{ кгс/см}^2$, при этом, чем больше крепость угля, тем выше давление. Полости вымываются на длину, равную удвоенному неснижаемому опережению $l_{н.о.}$, которое составляет не менее 5 м. Вода подается в полости со скоростью $15—30 \text{ л/мин}$.

Гидрорыхление представляет собой гидравлическую обработку призабойной части угольного пласта путем нагнетания в него воды под давлением $(0,75 \div 2) \gamma H$, в результате которого нарушается целостность призабойной зоны, изменяется напряженно-деформированное состояние опасного пласта, увеличивается его газопроницаемость. При нагнетании воды в режиме гидрорыхления в пласте раскрываются существующие природные и эксплуатационные трещины и образуются новые трещины, благодаря чему происходит ускорение процесса дегазации, перемещение максимума опорного давления в глубь массива, снижение уровня потенциальной энергии в призабойной зоне и, как следствие, устранение условий возможности возникновения выбросоопасных ситуаций.

Гидрорыхление осуществляется через скважины длиной 6—11 м и диаметром не более 80 мм. Герметизация скважин производится на глубину 4—8 м. Объем закачки составляет не менее 20 л/т обрабатываемого угля в массиве. Неснижаемое опережение принимается равным длине фильтрующей части скважины, т. е. 2—3 м. После подачи в скважину расчетного количества воды, снижения давления в высоконапорном трубопроводе не менее чем на 30 % от установившегося при нагнетании и появления воды на плоскости забоя гидрорыхление считается завершенным.

Способ гидроотжима применяют для борьбы с внезапными выбросами угля и газа при прочных углях в условиях высокой напряженности массива и очень низкой газопроницаемости. Он осуществляется нагнетанием воды в пласт под высоким давлением, вызывающим искусственное разрушение газоносного угольного массива и разгрузку призабойной зоны от повышенных напряжений. При этом происходит перераспределение горного давления (максимум концентрации напряжений перемещается от забоя в глубь угольного массива), снижение несущей способности угля в зоне отжима, уменьшение давления метана в призабойной части массива.

Глубина герметизации шпуров l_r для гидроотжима на мощных пластах принимается равной 3—3,5 м, а на пластах тонких и средней мощности она вычисляется из выражений:

для очистных забоев

$$l_r = (3,2 \pm 1) m \geq 2 \text{ м}; \quad (426)$$

для подготовительных забоев

$$l_r = (7,5 \pm 1) \frac{S}{P} \geq 2 \text{ м}, \quad (427)$$

где S — площадь угольного забоя, м²; P — периметр угольного забоя, м; m — мощность пласта, м.

Длина шпура l принимается на 0,5 м больше глубины герметизации на мощных пластах и на 0,3 м — на пластах тонких и средней мощности. Максимальное давление воды p_{\max} при нагнетании в мощный пласт составляет $80 \div 220$ кгс/см², а при нагнетании в пласты тонкие и средней мощности оно определяется по формуле

$$p_{\max} = (0,8 \div 2,0) \gamma H + p_c, \quad (428)$$

где p_c — потери напора в гидросети.

Неснижаемое опережение отжатой зоны $l_{н.о}$ принимается не менее 0,7 м для очистных забоев и не менее 1 м для подготовительных забоев.

Шпуры для гидроотжима бурятся в наиболее мощной пачке пласта, в которой достигается их качественная герметизация. В подготовительных забоях для обеспечения качественной герметизации шпуры иногда бурят на пласт из породного забоя. Нагнетание воды в пласт начинают плавным повышением давления до p_{\max} и продолжают до тех пор, пока давление не снизится до $p_k = 30 + p_c$, кгс/см².

При эффективном гидроотжиме скорость смещения боковых пород увеличивается по сравнению со смещением в ремонтные смены в 30—80 раз, при этом максимальная скорость смещения наблюдается во время самого процесса гидроотжима. После завершения этого процесса смещение в обработанной гидроотжимом призабойной зоне, наоборот, более спокойное и равномерное, чем в необработанной зоне.

Способ охлаждения призабойной части массива применяется для снижения выбросоопасности. Охлаждение призабойной части массива вызывает, с одной стороны, деформации температурного сжатия пород, а следовательно, снижение напряжений в призабойной зоне. Зная модуль упругости породы E и коэффициент ее линейного расширения α , уменьшение напряжений можно приближенно оценить по формуле

$$\Delta \sigma = \alpha E \Delta t, \quad (429)$$

где Δt — перепад температур при охлаждении приконтурного массива. С другой стороны, при понижении температуры увеличивается сорбционная емкость пород и происходит уменьшение давления газа.

Для реализации способа требуется наличие специальных охлаждающих средств — криогенных жидкостей (например, жидкого азота, нагнетаемого в массив через опережающие скважины) — и соответствующей криогенной аппаратуры.

Способ физико-химического воздействия [141] предусматривает нагнетание в призабойную часть массива растворов некоторых органических высокомолекулярных соедине-

ний (например, мочевиноформальдегидных смол), способных к быстрой полимеризации и отверждению в присутствии катализаторов. После насыщения призабойной части массива раствор твердеет. Свободный метан оказывается включенным во вновь образованную структуру как наполнитель и утрачивает способность лавинообразного выделения. Способ перспективен для предотвращения внезапных высыпаний за счет повышения устойчивости обнажений.

Способ микробиологического воздействия основан на эффекте снижения метаноносности за счет разрушения метана микроорганизмами. В призабойную часть массива нагнетают через скважины биологически активную суспензию, проводя одновременно пневматическую обработку массива для обеспечения кислородом. В процессе окисления с участием бактерий происходит разрушение метана, образуется углекислый газ, частично выносимый из массива фильтрующимся воздухом. Способ находится в стадии экспериментальной проработки.

Эффективность применяемых локальных способов в части уменьшения напряженности призабойной области массива обычно контролируют по снижению сейсмоакустической активности, проводя для этого сейсмоакустические наблюдения.

Особенно существенное значение имеют локальные способы устранения ударо- и выбросоопасности пород при подходе фронта горных работ к зонам тектонических нарушений, где резко увеличивается неравномерность напряженного состояния массива, увеличивается опасность и возможная сила горных ударов или внезапных выбросов.

§ 109. ВЫЕМКА ЦЕЛИКОВ, ОПАСНЫХ ПО ГОРНЫМ УДАРАМ

Выемку целиков, опасных по горным ударам, можно осуществлять либо способами, исключаящими их возникновение, либо такими способами, при которых горные удары не исключаются, но обеспечиваются безопасность горнорабочих и бесперебойность технологического процесса.

Анализ распределения напряжений в целиках и практический опыт показывают, что наиболее опасными по горным ударам являются подготовительные и нарезные выработки, пройденные в пределах отработываемых целиков. Поэтому такие выработки следует использовать только как вентиляционные либо необходимо их заглублять на полное сечение в почву отработываемого пласта или залежи. Откаточные выработки необходимо располагать и поддерживать со стороны выработанных пространств, окружающих целики. С помощью бутовых полос возможно сохранять выработки позади очистного забоя.

Очистные работы необходимо вести сплошным фронтом, начиная их от краевых частей целиков, которые под воздействием опорного давления претерпели значительные деформации, частичное раздавливание, вследствие чего опорные нагрузки переместились ближе к центральной части целиков. Таким образом, наиболее благоприятным является ведение очистных работ по отработке целиков от менее напряженных к более напряженным их участкам.

Отбойку полезного ископаемого следует производить буровзрывным способом при одновременном взрыве по всему забояю в целях провоцирования назревающего горного удара. В течение 0,5—1 ч после взрыва люди не должны допускаться в район отработываемых целиков.

Выемка целиков осуществляется после приведения выработок в неудароопасное состояние на ширине $(0,7 \div 1)n$ и очистного забоя на ширине $n+b$, где n —ширина защитной зоны, b —подвигание забоя за один или несколько циклов между проведением локальных мероприятий. Ширину защитной зоны при мощности пласта m менее 3 м можно определять из выражения $n=2m+1$, м. При мощности пласта более 3 м ширина защитной зоны практически не меняется и составляет 7—7,5 м. Если ширина целиков на всем протяжении меньше $0,5l$ (где l —ширина зоны влияния опорного давления, определяемая по действующим нормативным документам или по рекомендациям, приведенным в гл. 14), то выемка целиков производится после их профилактической обработки по всей площади.

Использование при обработке целиков локальных способов приведения призабойного массива в неудароопасное состояние, предусматривающих бурение скважин в напряженный целик, небезопасно. Поэтому в таких случаях следует организовывать дистанционное бурение.

Нельзя производить отработку целиков в зонах влияния действующих очистных забоев, так как при этом возникает дополнительная опасность горных ударов за счет перераспределения нагрузок с соседних участков ведения очистных работ.

Выемку околотрековых целиков следует вести от ранее пройденных печей по простиранию пласта, а целиков у наклонных выработок—в направлении сверху вниз диагональным забоем. В условиях крутого падения выемка целиков у наклонных выработок допустима лишь способами, исключаящими присутствие людей в очистном забое (гидроотбойка, буровзрывной способ с применением глубоких скважин, применение канатных пил и др.).

Во всех случаях предварительно составляют проект выемки целиков, опасных по горным ударам, рассматривая в проекте возможное перераспределение напряжений в окрестности целиков после их выемки и предусматривая наряду с необходимой

технологией горных работ проведение сейсмоакустических наблюдений и инструментальных измерений деформаций массива впереди очистного забоя, деформаций и смещений кровли и почвы выработок.

§ 110. ЗАЩИТА ЛЮДЕЙ ОТ ГОРНЫХ УДАРОВ И ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ

Опасность динамических проявлений горного давления для людей, работающих в шахте, состоит: в травмировании и засыпании их отбрасываемой и обрушающейся массой добываемого полезного ископаемого и вмещающих пород; в травмировании разрушаемой крепью выработок при нахождении в непосредственной близости от места горного удара или внезапного выброса; в травмировании под действием сильной воздушной волны при горных ударах; в образовании взрывчатой газовой смеси при внезапных выбросах; в заполнении газом горных выработок вблизи места внезапного выброса и образовании бедной кислородом газовой смеси; в нарушении нормальных условий вентиляции рабочих мест вследствие их завала при горных ударах и внезапных выбросах. В зависимости от масштаба горного удара или внезапного выброса опасность может угрожать людям, находящимся в непосредственной близости от забоя, находящимся в пределах всего добычного участка, либо даже находящимся под землей в пределах всей шахты или рудника.

Первой мерой защиты людей от опасности является организация службы прогноза динамических проявлений горного давления и своевременное предупреждение людей о надвигающейся опасности с переводом шахты на специальный режим ведения горных работ, исключающий присутствие людей в опасных местах.

Важное значение имеет тщательный инструктаж горнорабочих о визуальных признаках ударо- и выбросоопасности, предвестниках горных ударов и внезапных выбросов, мерах самопомощи, предусматриваемых планом ликвидации аварий.

Для возможной механической защиты работающих следует предусматривать специальные крепи, щиты, защитные козырьки и другие конструктивные меры, которые могут быть вполне достаточными и весьма эффективными, например, при стрельании горных пород, толчках, микроударах и небольших выбросах. Так, в практике ведения горных работ в выбросоопасных условиях в СССР, Польше, ГДР и других странах в ряде случаев применяют предохранительные щиты и перемычки. Их устанавливают обычно на расстоянии 3—4 м от забоя. Они должны обладать достаточной прочностью, податливостью и быть удобными для быстрого монтажа. Хорошо зарекомендовали себя

защитные металлические навесные решетки, используемые на угольных шахтах Польши, а также канатные заградительные перемычки, применяемые в Донбассе.

В особо ударо- и выбросоопасных условиях необходимо предусматривать дистанционное управление горными машинами и механизмами и применение безлюдных способов ведения очистных работ и проходки выработок. Так, выемка угля комбайнами и врубовыми машинами на опасных пластах и бурение шпуров (скважин) при выемке целиков должны производиться с дистанционным включением и выключением механизмов на расстоянии не менее 15 м, при этом присутствие людей вблизи работающих машин не допускается. При отработке целиков буровзрывным способом присутствие людей во время взрывания и в течение 30 мин после него также не допускается. Они должны находиться в это время не ближе 200 м от места взрыва, как правило, в выработках, пройденных по породе. Без постоянного присутствия людей в лаве должны вестись работы по выемке угля при переходе очистными забоями зон влияния целиков угля и кромок угольного массива по смежным пластам в свите.

При внезапных выбросах наиболее опасны условия в очистных выработках маломощных крутых пластов: работающие ниже участка выброса подвергаются опасности травмирования, работающие выше этого участка — опасности удушения газом. Поэтому в таких условиях предусматривают запасные выходы через выработанное пространство по специальным ходкам, защищенным бутовыми полосами. В последние годы выемку угля при разработке крутых и крутонаклонных пластов на многих шахтах Донбасса стали производить широкими полосами по падению с помощью щитовых агрегатов АЩ и АНЩ без постоянного присутствия людей.

Противогазовая защита предусматривает специальные мероприятия по быстрому восстановлению нормальных условий вентиляции, подаче свежего воздуха в изолированные обрушением или выбросом участки и применение индивидуальных средств защиты — самоспасателей.

§ 111. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ЭНЕРГИИ УПРУГИХ ДЕФОРМАЦИЙ МАССИВА В ПРОЦЕССЕ ХРУПКОГО РАЗРУШЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ДОБЫВАНИИ

Как было показано в предыдущих главах данного раздела книги, запасы потенциальной энергии, накапливаемой в результате упругой деформации призабойных частей массива ударо- и выбросоопасных пластов и залежей, настолько велики, что часто приводят к бурному разрушению более или менее

значительных частей массива с интенсивным хрупким дроблением.

В практике горных работ давно замечено, что при высокой напряженности внедрение добычных инструментов в массив и отделение кусков полезного ископаемого от массива часто значительно облегчаются. Например, скорость бурения шпуров и скважин в сильно напряженном массиве возрастает иногда в 2—3 раза, причем встречаются участки, на которых буровой инструмент внедряется в массив при ничтожно малых осевых усилиях. В 1,5—2 раза и более возрастает в таких условиях производительность забойщиков, ведущих добычу с применением отбойных молотков. При ведении проходческих или очистных горных работ буровзрывным способом коэффициент использования шпуров в ударо- и выбросоопасных условиях обычно становится большим единицы. На некоторых шахтах при проходке выработок систематически происходят так называемые «самоотпалы», представляющие собой микроудары. Они наблюдаются, например, при подбое нескольких шпурами лунок под крепь. Бывают даже такие случаи, как, например, на шахте № 4 Кзыл-Кийского угольного месторождения, где при проходке штрека поперек оси синклинали совсем не понадобилось применять взрывные работы: проходку вели только за счет микроударов, вызываемых подбоем. На шахте № 2-Капитальная в Кизеловском бассейне при ведении очистных работ по пласту № 9 при длине бара врубмашины 1—1,5 м применяли для отбойки буровзрывные работы. Когда удлиннили бар до 2—2,2 м, буровзрывные работы были полностью исключены из добычного процесса, так как в результате микроударов в момент зарубки происходило разрушение угольного пласта на всю его мощность и на ширину 2—2,3 м. Месячное продвижение забоя лавы длиной 120 м составляло 50 м, тогда как при выемке того же пласта в разгруженной зоне оно было всего лишь 25—30 м [37].

Описанные эффекты свидетельствуют о принципиальной возможности полезного использования потенциальной энергии сильно напряженных призабойных частей массива полезного ископаемого для его отделения и разрушения в процессе проходческих и очистных работ. Для этого необходимо отыскать способы, параметры и создать соответствующие технические средства, которые позволили бы эффективно управлять процессом преобразования потенциальной упругой энергии призабойных частей массива в полезную работу по его разрушению. Активным поборником этой идеи, организовавшим крупные работы по ее практической реализации, является проф. И. М. Петухов.

Теоретическое рассмотрение вопроса о запасах энергии в призабойных частях массива полезного ископаемого и экспе-

рименты на моделях показывают, что с увеличением ширины одновременно выжимаемой, отбиваемой или подрубаемой призабойной полосы полезного ископаемого количество высвобождаемой потенциальной упругой энергии растет по закону, который может быть приближенно охарактеризован уравнением параболы третьей степени. Общий баланс энергии складывается из упругой энергии, сосредоточенной в самом полезном ископаемом, и энергии, сосредоточенной во вмещающих породах. Кроме того, уступ, образующийся впереди исполнительного органа выемочной машины, создает дополнительную концентрацию напряжений в слое полезного ископаемого и во вмещающих породах, в результате чего запасы потенциальной энергии в призабойной зоне повышаются.

Поскольку количество упругой энергии, переходящей из потенциальной в кинетическую, с увеличением ширины одновременно вынимаемой полосы полезного ископаемого растет весьма интенсивно, изменяя ширину захвата выемочной машины, можно активно и притом в больших пределах регулировать процесс высвобождения энергии горного давления, обеспечивая в конкретных горно-геологических условиях высвобождение такого количества потенциальной энергии в единицу времени, которое необходимо и достаточно для безопасного и эффективного разрушения полезного ископаемого.

Варьируя ширину захвата и скорость внедрения исполнительного органа выемочной машины, можно, с одной стороны, достичь исключения опасных проявлений горного давления, а с другой — использовать высвобождаемую потенциальную упругую энергию для хрупкого разрушения полезного ископаемого и его выемки. При этом скорость внедрения в полезное ископаемое исполнительного органа выемочной машины позволяет в известных пределах управлять процессом перехода упругой энергии в энергию работы по пластическому деформированию и разрушению призабойной части полезного ископаемого. При достаточно больших скоростях нагружения упругие напряжения в слое полезного ископаемого не успевают выравниваться. Вследствие этого исполнительный орган выемочной машины подсекает область массива с напряжениями более высокими, чем временное сопротивление сжатию элемента массива в месте зарубки. Это приводит к процессу хрупкого разрушения. Снижение скорости внедрения позволяет ослабить процесс хрупкого разрушения либо вовсе исключить его. С другой стороны, минимальное разрушение полезного ископаемого режущим органом позволяет в максимальной степени использовать потенциальную энергию для хрупкого разрушения подрезаемой части ископаемого.

Эти принципы приняты в качестве основы создания специальных горных машин. Одним из типов таких машин,

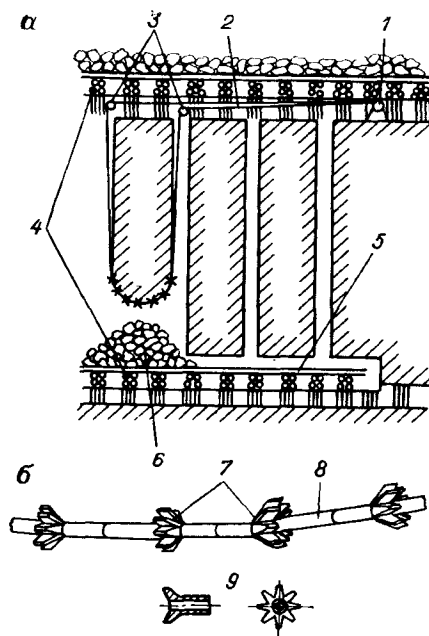


Рис. 159. Схема работы канатной пилы в очистной выработке (а) и конструкция режущего органа (б).
 1 — приводная лебедка; 2 — канат; 3 — направляющие блоки; 4 — кустовая крепь; 5 — накатники; 6 — отбитый уголь; 7 — фрезы; 8 — срединная часть режущего органа; 9 — конструкция одной стороны фрезы.

прошедшим широкие промышленные испытания и практическое применение на удароопасных угольных пластах, являются канатные пилы (рис. 159). Применение канатных пил позволило осуществлять безлюдную добычу углей при минимальных энергетических затратах на разрушение. В особо благоприятных условиях при найденных оптимальных режимах, как, например, на шахте «Нагорная» в Кизеловском бассейне, раз-

рушение угля в форме микроударов часто обгоняло режущий орган, который использовали лишь для регулирования процесса разрушения пласта [37].

Об энергетической эффективности использования горного давления при добыче можно судить на основе сравнения значений конструктивного показателя измельчения полезного ископаемого

$$K_{\text{и}} = \frac{V_1}{V} \cdot 100, \quad (430)$$

где V_1 — объем полезного ископаемого, непосредственно разрушенного резами исполнительного органа; V — общий объем добытого полезного ископаемого.

Показатель $K_{\text{и}}$ для различных типов врубовых машин по углю, не предусматривающих использование эффекта хрупкого разрушения, составляет 20—100 % (преимущественно около 60 %), при использовании же канатных пил лишь 1—5 %. Такое большое снижение энергоемкости процесса разрушения позволяет существенно упрощать конструкции добычных машин, обеспечивая их более высокую надежность.

Опыт показал, что прорезывание канатными пилами тонких щелей (толщиной 3—10 см) с углублением в пласт на 15—20 см на пластах, склонных к хрупкому разрушению и особенно опасных по горным ударам, приводило к микроударам,

в результате которых пласт разрушался на всю его мощность, причем разрушение часто опережало режущий орган.

Наряду со способом выемки полезных ископаемых с помощью канатных пил перспективными способами, основанными на использовании потенциальной упругой энергии призабойного массива, могут быть: дистанционное бурение скважин большого диаметра (250—300 мм и более); комбинированное применение буровых скважин с режущими инструментами, монтируемыми через скважины (например, выемка с помощью канатных пил, смонтированных через эти скважины, — на втором); гидроразмывание полезного ископаемого через скважины малого диаметра, при котором наряду с измельчением ископаемого происходит его разрушение под действием реализуемой упругой энергии.

Весьма перспективен способ провоцирования внезапных выбросов заданной энергии, т. е. регулируемых выбросов при проходке выработок по выбросоопасным породам с использованием для такого регулирования щитов, перекрывающих выработку. Этот способ может быть успешно применен и при ведении очистных работ на мощных пластах и залежах. Положительный опыт такого использования потенциальной упругой энергии имеется на калийных шахтах ГДР, где применяют специальные паспорта буровзрывных работ для управляемого провоцирования выбросов и получения в очистных камерах больших количеств отбитой соли.

Значительного внимания заслуживает предложение С. Г. Авершина и И. М. Петухова об управляемом разрушении полезного ископаемого в призабойных напряженных зонах путем приложения необходимой добавочной энергии с помощью вибрационных машин. Возможности широкого варьирования частотным спектром возбуждаемых упругих колебаний и приближения их частот к резонансным позволяют максимально использовать энергию на разрушение и делают это предложение весьма перспективным.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

С первых же шагов развития горного промысла людям, добывавшим полезные ископаемые, приходилось постоянно сталкиваться с вопросами, которые ныне относят к механике горных пород.

Прежде всего это касалось оценки устойчивости пространств, образующихся в результате извлечения полезных ископаемых, а также оценки степени «добываемости» последних. На первых порах эти вопросы решали на основе практического опыта рудокопов, передаваемого из поколения в поколение, который основывался главным образом на визуальных наблюдениях за поведением горных пород и на интуиции.

В соответствии с этим начальным этапом развития механики горных пород являлось изучение закономерностей обрушения и оседания горных пород в выработках и на земной поверхности на базе обобщения практического опыта ведения горных работ, а также визуальных и простейших инструментальных наблюдений. В результате такого изучения появились первые практические правила определения области влияния горных работ на земной поверхности и в первую очередь той ее части, которая характеризуется развитием опасных деформаций и трещин.

К концу XIX в. были изучены основные формы деформирования и разрушения горных пород в выработках и на дневной поверхности, начаты инструментальные наблюдения за деформированием дневной поверхности при разработке главнейших западноевропейских угольных месторождений и предложены первые практические правила для построения охранных целиков и ограничения области опасных сдвижений поверхности.

Однако предложенные зависимости носили эмпирический характер и не содержали параметров, отражающих реальные свойства деформирующихся массивов пород.

Последние десятилетия XIX в. и начало XX в. можно считать периодом следующего этапа в развитии механики горных пород. В отличие от предыдущего на данном этапе в результате обобщения отдельных фактов уже создаются более или менее стройные гипотезы о физической сущности, механизме процессов, развивающихся в массиве пород при проведении горных выработок.

Кроме того, этот период отличается расширением методов исследований. В частности, для изучения процессов деформирования пород вокруг выработок начинают привлекать методы моделирования. Однако первые опыты на моделях проводили без соблюдения принципов подобия и потому они лишь в самых общих чертах воспроизводили характер процессов, происходящих в реальных условиях. Вместе с тем если на раннем этапе развития механики горных пород практически полностью отсутствовал учет свойств пород как деформируемой среды, то в работах, относящихся к данному периоду, настойчиво предпринимаются попытки введения в расчетные зависимости деформационно-прочностных характеристик горных пород.

Именно этим объясняется широкая популярность и относительная долговечность высказанных в то время гипотез, причем основные положения и расчетные схемы некоторых из них не утратили определенного значения и в наши дни и могут с успехом применяться в упрощенных инженерных расчетах элементов систем разработки.

Наиболее разработанной из них является гипотеза проф. М. М. Протодыконова, явившаяся первой стройной системой взглядов и аналитических построений для расчета устойчивых пролетов выработок и горного давления. Эта работа явилась значительным шагом вперед по сравнению с известными в то время исследованиями зарубежных ученых.

В тот же период получили развитие расчетные схемы, построенные на основе методов строительной механики и сопротивления материалов. При этом пласты пород, прогибающиеся над выработанным пространством, рассматривались как балки или плиты. Подобные подходы, но более конкретизированные, и в настоящее время применяют для описания условий деформирования и разрушения пород вокруг выработок с учетом структуры массива.

Наличие в расчетных формулах показателей механических свойств горных пород потребовало в свою очередь совершенствования методов испытаний горных пород. Причем на данном этапе наряду с методами определения свойств, заимствованными из области испытаний строительных материалов, начали разрабатывать и специальные методы определения механических характеристик горных пород, учитывающие специфику их

напряженно-деформированного состояния в условиях естественного залегания.

В направлении дальнейшего развития теории сдвижения толщи пород и земной поверхности в рассматриваемый период проводили интенсивные методические разработки для получения более точной и полной пространственно-временной картины деформирования массива горных пород. С этой целью стали производить высокоточные инструментальные измерения вертикальных и горизонтальных деформаций пород не только на дневной поверхности, но и непосредственно в горных выработках.

Благодаря полученным результатам были предложены первые методы аналитических расчетов сдвижений земной поверхности. Однако вначале они не были основаны на физических предпосылках и базировались на общих предположениях, что свидетельствует о полуэмпирическом характере предложенных методов. Предлагались также и чисто эмпирические методы предрасчета сдвижений исходя из интерпретации вида кривых оседания поверхности в результате ее подработки.

Однако все эти расчетные методы обеспечивали достаточную точность лишь для определенных конкретных условий, т. е. носили частный характер. Вероятно, в рассматриваемый период это было в определенной мере закономерно, так как в то время только еще приступали к исследованию закономерностей деформирования толщи пород между выработками и дневной поверхностью и к изучению основной причины всех наблюдаемых явлений — изменения напряженного состояния породного массива по мере извлечения из недр породных масс.

По мере накопления практического опыта разработки месторождений полезных ископаемых, возведения и эксплуатации различного рода подземных сооружений во все более расширяющемся диапазоне горно-геологических условий и, в частности, при неуклонном увеличении глубины проведения работ, а также с возрастанием масштабов добычи полезных ископаемых все резче обнаруживалось несоответствие предложенных методов и схем расчета крепей выработок, параметров целиков и деформаций поверхности фактическому состоянию пород и деформирующихся конструкций.

В первую очередь отмеченное несоответствие объяснялось отсутствием силового подобия предложенных расчетных схем натурным условиям. В силу этого на смену представлениям, в которых рассматривалось изменение состояния лишь некоторых локальных областей массива пород, непосредственно примыкающих к контуру выработок (гипотезы сводообразования, методы строительной техники), были выдвинуты гипотезы, где с единых позиций рассматривалось изменение напряженно-деформированного состояния всего массива, вмещающего горные

выработки, толщу пород до поверхности и саму земную поверхность. В частности, с 30-х годов XX в. стали широко использовать методы механики сплошных сред. При этом практически во всех основных работах, посвященных решению тех или иных вопросов механики горных пород, явно выделяются два кардинальных вопроса: 1) как происходит изменение естественного напряженного состояния пород в результате проведения горных выработок и 2) как реагируют на это изменение полей напряжений породы массива, вмещающего выработки.

Специфика механики горных пород состоит в том, что указанные вопросы тесно взаимосвязаны: любое деформирование пород вызывает перераспределение напряжений, которое в свою очередь приводит к дальнейшему деформированию. Указанная общая постановка справедлива для различных задач механики горных пород, решение которых в каждом конкретном случае требует лишь надлежащей точности отображения параметров деформируемой среды в расчетных схемах.

В результате обобщения качественно новых экспериментальных данных на смену гипотезам, господствовавшим на предыдущих этапах, пришли новые представления о характере процессов, происходящих в массиве горных пород при проведении выработок. Суть этих представлений заключается в выделении вокруг выработок нескольких зон, в пределах которых породы находятся в различном напряженно-деформированном состоянии, определяемом естественным полем напряжений породного массива и его деформационно-прочностными характеристиками. При этом ранее выдвигающиеся гипотезы в большинстве случаев являются частными случаями современных представлений.

В свою очередь новая система научных взглядов на процессы, происходящие в массиве горных пород, позволила объяснить многие факты, суть которых до последнего времени оставалась неясной. К их числу относятся прежде всего так называемые динамические явления механики горных пород — стрельание пород в выработках, внезапные выбросы и горные удары.

Прямым следствием новых представлений явилось также изменение взглядов на методы оценки устойчивости пород и роль крепи горных выработок. Если по прежним представлениям крепи приписывали пассивную роль восприятия тех или иных нагрузок со стороны окружающих пород, то на современном этапе выдвинута качественно новая гипотеза о механизме взаимодействия крепи и массива пород. Сущность ее состоит в том, что давление на крепь зависит помимо прочих факторов от перемещения породного контура выработки. Эта же величина определяется наряду с другими факторами деформационными характеристиками самой крепи.

На базе современных представлений достигнуты значительные успехи и в создании более совершенных методов расчета сдвижения и деформаций земной поверхности под влиянием горных выработок. Для всех угольных месторождений СССР создана однотипная по структуре формул методика расчета сдвижений, учитывающая специфику конкретных горно-геологических условий. Разработаны и научно обоснованы методы проектирования и расчета конструктивных мероприятий по защите зданий и сооружений при их подработке. Тем самым практически доказана возможность создания общей расчетной схемы сдвижений и деформаций массива для любых горно-геологических условий и начаты работы по составлению «Единых правил охраны сооружений» взамен ныне действующих инструктивных документов, составленных для отдельных бассейнов и месторождений.

Таким образом, в целом современный этап развития механики горных пород характеризуется:

а) установлением общих закономерностей естественного напряженного состояния массивов горных пород и его изменений при проведении выработок на основе измерений в натуральных условиях, изучения на моделях, а также теоретических исследований с широким привлечением методов механики сплошной среды;

б) существенным расширением познаний о деформационно-прочностных свойствах массивов пород, окружающих выработки, по данным изучения как в лабораторных, так и в натуральных условиях, при различных временных режимах и схемах приложения нагрузок — от статических до импульсных;

в) развитием представлений о механизме и особенностях деформирования и разрушения массивов пород, о механизме и функциях крепей и разработкой на этой основе более совершенных методов расчета крепей и параметров систем разработки по фактору устойчивости.

Современное состояние изученности геомеханических процессов позволяет не только прогнозировать их проявления и развитие, но и в определенной степени управлять ими путем целенаправленного изменения параметров и порядка ведения горных работ, взаимного положения и скорости подвигания очистных выработок, применения закладки выработанного пространства и других способов снижения вредного влияния горных разработок, которые имеют существенные преимущества перед традиционными способами охраны инженерных и природных объектов путем оставления предохранительных целиков.

Развитие методов и способов управления геомеханическими процессами становится еще более актуальным перед лицом новых глобальных проблем, с которыми столкнулось человечество во второй половине нашего столетия. В первую очередь

это касается проблемы охраны окружающей среды. Особенно острота ее в высокоразвитых горнодобывающих районах, где совместное влияние горных выработок и промышленных предприятий очень быстро и резко изменяет экологическую обстановку в этих районах. В частности, подработка природных объектов без надежного прогноза ожидаемых последствий и без принятия (при необходимости) профилактических мер может весьма неблагоприятно повлиять на окружающую среду промышленного района.

Однако, несмотря на несомненные успехи в развитии механики горных пород, предложенные методы и расчетные схемы для определения нагрузок и условий деформирования и разрушения пород еще недостаточно совершенны и в ряде случаев мало удовлетворяют расширяющимся запросам практики. Поэтому не теряют значимости задачи дальнейшего совершенствования методов учета характерных особенностей массива пород как с точки зрения более достоверного определения параметров полей действующих напряжений, так и более детального определения прочностных и деформационных характеристик, обусловленных в первую очередь неоднородностью структурных элементов, слагающих породные массивы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

4. Авершин С. Г. Сдвиги горных пород при подземных разработках. М., Углетехиздат, 1947. 245 с.
2. Авершин С. Г. Горные удары. М., Углетехиздат, 1955. 236 с.
3. Авершин С. Г., Степанов В. Я. Расчет междукамерных целлюлоз с учетом фактора времени.— В кн.: Проблемы механики горных пород. Новосибирск, 1971, с. 16—21.
4. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1966. 663 с.
5. Айруни А. Т. Теория и практика борьбы с рудничными газами на больших глубинах. М., Недра, 1981. 335 с.
6. Айруни А. Т., Зверев И. В., Долгова М. О. Закономерности взаимодействия газа с углем выбросоопасных пластов.— В кн.: Горные науки в СССР. М., 1985, с. 24—40.
7. Аппаратура автоматического беспроводного контроля деформаций целлюлоз и кровли/В. С. Ямщиков, Л. Л. Павлов, А. С. Вознесенский и др.— В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1976, с. 3—4.
8. Арцыбашев В. А. Гамма-метод измерения плотности. М., Атомиздат, 1965. 203 с.
9. Атлас физических свойств минералов и пород Хибинских месторождений/И. А. Турчанинов, М. П. Воларович, А. Г. Бондаренко и др. Л., Наука, 1975. 71 с.
10. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механические процессы в породных массивах. М., Недра, 1986. 272 с.
11. Балута А. М., Ривкин И. Д., Тохтуев Г. В. Ожидаемые горногеологические условия и формы проявления горного давления на глубоких горизонтах шахт Криворожского бассейна. Киев, Наукова думка, 1972. 46 с.
12. Барон Л. И. Горнотехнологическое породоведение. Предмет и способы исследований. М., Наука, 1977. 324 с.
13. Барон Л. И., Фугзан М. Д., Маркензон Э. И. Опыт комплексного исследования сопротивляемости горных пород разрушению при добыче. М.—Л., Изд-во АН СССР, 1963. 224 с.
14. Барсуков Ф. А. Влияние взрывных работ на устойчивость междукамерных целлюлоз.— Бюл. цветн. металлургия, 1958, № 6 (107), с. 5—8.
15. Батугин С. А., Шаманская А. Т. Стрельба горных пород на Таштагольском железорудном месторождении.— Тр. ВНИМИ, 1968, № 68, с. 461—471.
16. Безопасная выемка угля под водными объектами/Б. Я. Гвирицман, Н. Н. Кацнельсон, Е. В. Бошняков и др. М., Недра, 1977. 175 с.
17. Белаенко Ф. А. Напряжения вокруг круглого ствола шахты при упруго-пластических породах.— Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук, 1950, № 6, с. 914—925.
18. Белоусов В. В. Земная кора и верхняя мантия материков. М., Наука, 1966. 121 с.
19. Борисов А. А. Новые методы расчета штанговой крепи. М., Госгортехиздат, 1962. 64 с.
20. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов. М., Недра, 1980. 360 с.
21. Борщ-Компонице В. И. Механика горных пород, массивов и горное давление. М., Горный ин-т, 1968. 484 с.
22. Борщ-Компонице В. И., Королев В. Н. Деформации трещиноватых целлюлоз во времени.— В кн.: Физические и химические исследования горных пород. М., 1969, с. 62—68.
23. Бронников Д. М., Замесов Н. Ф., Богданов Г. И. Разработка руд на больших глубинах. М., Недра, 1982. 292 с.
24. Бронников Д. М., Кузнецов С. В. Основы прогноза напряженного состояния и поведения массивов горных пород в связи с разработкой месторождений твердых полезных ископаемых.— В кн.: Горные науки в СССР. М., 1985, с. 7—15.
25. Брук Б. Л., Берон А. И., Куктыш М. Ф. Запредельные испытания горных пород на жестких нагрузочных устройствах.— Физико-техн. методы разрушения горных пород и углей. Научн. сообщения, 1976, № 140, с. 12—22.
26. Бублик Ф. П. Изучение устойчивости обнажений кровли и целлюлоз на пологих пластах Кузбасса.— Тр. ВНИМИ, 1966, № 60, с. 303—324.
27. Букринский В. Л. Геометрия недр. М., Недра, 1985. 526 с.
28. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений. М., Недра, 1982. 272 с.
29. Булычев Н. С., Фотиева Н. Н., Стрельцов Е. В. Проектирование и расчет капитальных выработок. М., Недра, 1986. 288 с.
30. Взаимодействие массивов горных пород с крепью вертикальных выработок/Г. А. Крупеников, Н. С. Булычев, А. М. Козел, Н. А. Филатов. М., Недра, 1966. 314 с.
31. Вопросы расчета сдвижений поверхности под влиянием горных разработок/В. Будрык, Е. Литвиншин, С. Кнотте, А. Салустович. М., Углетехиздат, 1955. 64 с.
32. Временные указания по проектированию, строительству и эксплуатации крепи и армировки вертикальных стволов угольных шахт в условиях влияния очистных работ. Л., 1972. 188 с.
33. Галустьян Э. Л. Управление геомеханическими процессами в карьерах. М., Недра, 1980. 238 с.
34. Галушко П. Я. Возможное физическое объяснение причин породных выбросов.— Уголь, 1969, № 3, с. 68—69.
35. Гзовский М. В. Тектонофизические представления о напряженном состоянии земной коры.— В кн.: Современные проблемы механики горных пород. Л., 1972, с. 125—146.
36. Глушко В. Т., Широков А. З. Механика горных пород и охрана выработок. Киев, Наукова думка, 1967. 153 с.
37. Горные удары и борьба с ними на шахтах Кизеловского бассейна/И. М. Петухов, В. А. Литвин, Л. В. Кучерский и др. Пермь, Пермиздат, 1969. 397 с.
38. Давидянц В. Т. Совершенствование способов и средств управления кровлей на шахтах Донбасса. М., Недра, 1969. 277 с.
39. Демин А. М. Закономерности проявлений деформаций отколов в карьерах. М., Наука, 1981. 142 с.
40. Демин А. М., Шушкина О. И. Напряженное состояние и устойчивость отвалов в карьерах. М., Недра, 1978. 159 с.

41. Динник А. Н. О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты.— Инж. работник, 1925, № 7, с. 1—12.
42. Елисеев Б. А., Машинский Э. И. Измерение динамических напряжений в массиве горных пород лазерным интерферометром.— В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1976, с. 78—82.
43. Ержанов Ж. С., Литашев Ш. М., Масапов Ж. К. Сейсмонапряженное состояние подземных сооружений в анизотропном слоистом массиве. Алмата, Наука, 1980. 212 с.
44. Ерухимов А. Х., Каган М. М., Кузьмин И. А. Автоматизированная система регионального контроля и диагностики динамических проявлений горного давления на апатитовых рудниках Хибин.— В кн.: Физические основы прогнозирования разрушения горных пород. Фрунзе, 1985, с. 84.
45. Жуков В. В., Чернов Е. В., Довгенко Г. Н. Напряженно-деформированное состояние слоистого массива. Л., Наука, 1973. 132 с.
46. Земисев В. Н. Расчеты деформаций горного массива. М., Недра, 1973. 144 с.
47. Иванов В. С., Карлов А. И., Иванова Г. И. Диагностика напряженного состояния призабойной части угольных пластов с помощью звукоулавливающей аппаратуры.— В кн.: Геомеханические системы диагностики и контроля состояния и свойств массива горных пород. Новосибирск, 1978, с. 17—20.
48. Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, изд-во ИГД СО АН СССР, 1970. 243 с.
49. Ильин А. И., Гальперин А. М., Стрельцов В. И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. М., Недра, 1985. 248 с.
50. Ильюшин А. А. Механика сплошной среды. М., Изд-во Моск. ун-та, 1971. 247 с.
51. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. М., Недра, 1977. 160 с.
52. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Л., 1971. 187 с.
53. Иофис М. А., Шмелев А. И. Инженерная геомеханика при подземных разработках. М., Недра, 1985. 248 с.
54. Использование защитных пластов на угольных шахтах/А. Т. Айруни, М. А. Иофис, А. И. Шмелев и др. М., изд-во ЦНИЭИуголь, 1981. 34 с.
55. Исследование горного давления геофизическими методами/Ю. В. Ризниченко, И. Ванек, В. Сибек и др. М., Наука, 1967. 215 с.
56. Казаковский Д. А. Сдвигение земной поверхности под влиянием горных разработок. М.—Харьков, Углетехиздат, 1953. 228 с.
57. Кандауров И. И. Механика зернистых сред и ее применение в строительстве. Л.—М., Госстройиздат, 1966. 319 с.
58. Карманов И. А., Шалушкина Е. А., Львова А. В. Исследования проявлений горного давления на калийных рудниках.— В кн.: Методы определения размеров опорных целников и потолочин. М., 1962, с. 174—181.
59. Каспарьян Э. В. Устойчивость горных выработок в скальных породах. Л., Наука, 1985. 183 с.
60. Каталог механических свойств горных пород/Составители: А. Н. Ставрогин, В. С. Георгиевский. Изд. 2-е перераб. и дополн. Л., изд. ВНИМИ, 1972, 267 с.
61. Катков Г. А. Измерение напряжений и деформаций в узлах механизированной крепи с помощью фотоупругих датчиков.— Уголь Украины, 1964, № 3, с. 32—34.
62. Катков Г. А., Трумбаев В. Ф. Приборы с фотоупругими чувствительными элементами для измерения напряжений в массиве горных пород и подземных конструкциях.— В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1970, с. 148—153.
63. Колбенков С. П., Павлов А. Н. К вопросу расчетов деформаций земной поверхности.— Тр. ВНИМИ, 1963, № 50, с. 114—130.
64. Крачч Г. Сдвигение горных пород и защита подрабатываемых сооружений. М., Недра, 1978. 494 с.
65. Крупенников Г. А. Исходные данные для конструирования крепей применительно к условиям очистных выработок Подмосквового бассейна.— В кн.: Исследования горного давления применительно к механизированным крепям. М., 1954, с. 163—230.
66. Кузнецов Г. Н. Определенные полной несущей способностью кровли подземных выработок.— Тр. ВНИМИ, 1950, № 22, с. 231—259.
67. Кузнецов Г. Н., Слободов М. А. Определение методом разгрузки напряжений, действующих в междукамерных целниках.— Тр. ВНИМИ, 1950, № 22, с. 151—174.
68. Курленя М. В., Аксенов В. К. Руководство по измерению изменений напряжений в угольном массиве скважинными гидравлическими датчиками. Новосибирск, 1969. 56 с.
69. Курленя М. В., Леонтьев А. В. Руководство по применению метода разгрузки керна с центральной скважиной для определения напряжений в осадочных горных породах. Новосибирск, Изд-во СО АН СССР, 1969. 62 с.
70. Лехницкий С. Г. Теория упругости анизотропного тела. М.—Л., Гостехтеориздат, 1950. 300 с.
71. Лехницкий С. Г. Теоретическое исследование напряжений в упругом анизотропном массиве вблизи подземной выработки эллиптического сечения.— Тр. ВНИМИ, 1962, № 45, с. 155—179.
72. Любимов Н. И., Носенко Л. И. Справочник по физико-механическим параметрам горных пород рудных районов. М., Недра, 1978. 285 с.
73. Мазаник В. Н., Макаров В. Н. Трещиноватость скальных пород Восточного рудного узла Печенги и ее влияние на горные работы.— В кн.: Пути повышения эффективности открытых горных работ. Л., 1970, с. 84—92.
74. Максимов А. П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок. М., Госгортехиздат, 1963. 144 с.
75. Марков Г. А. Тектонические напряжения и горное давление в рудниках Хибинского массива. Л., Наука, 1977. 213 с.
76. Матвеев В. А. К вопросу применения ЭВМ для решения оперативных задач управления горным давлением в очистных забоях.— В кн.: Проблемы механики горных пород. Новосибирск, 1971, с. 155—162.
77. Метод прогнозирования устойчивости капитальных и подготовительных выработок и вмещающих пород. М., 1970. 40 с.
78. Метод фотоупругости/Под общей ред. Г. А. Хесина. М., Стройиздат, 1975. Т. 1—460 с.; т. 2—367 с.; т. 3—312 с.
79. Методика определения и прогнозирования прочности и деформируемости горных пород при различных скоростях приложения нагрузок. М., ИГД им. А. А. Скочинского АН СССР, 1982. 28 с.
80. Методические указания по использованию системы непрерывного контроля удароопасности на угольных и рудных месторождениях. Л., ВНИМИ, 1983. 50 с.
81. Методические указания по оценке напряженного состояния угля и пород электрическим методом. Л., 1974. 59 с.
82. Методические указания по применению метода разгрузки для измерения напряжений в массивах горных пород/Г. Т. Нестеренко, В. М. Барковский, Б. С. Скособзон, Р. К. Твердовский. Л., ВНИМИ, 1972. 35 с.
83. Методическое пособие по изучению слоистости и прогнозу расслаиваемости осадочных горных пород. Л., ВНИМИ, 1967. 84 с.
84. Методология расчета горного давления/С. В. Кузнецов, В. А. Трофимов, В. Н. Одинцов и др. М., Наука, 1981. 103 с.
85. Михайлов А. Е. Полевые методы изучения трещин в горных породах. М., Госгеолтехиздат, 1956. 132 с.

86. Моделирование проявлений горного давления/Г. Н. Кузнецов, М. Н. Бурдыко, Ю. И. Васильев и др. Л., Недра, 1968. 279 с.

87. Мостков В. М. Подземные сооружения большого сечения. М., Недра, 1974. 320 с.

88. Мочалов А. М., Созыкин Г. В. Изучение залегания поверхностей скольжения оползней на карьерах с помощью инклинометрии.—Труды ВНИМИ, 1980, с. 106—111.

89. Муллер Р. А. О напряженном состоянии зернистой грунтовой среды.— В кн.: Вопросы проектирования и защиты зданий и сооружений на основаниях, деформируемых горными выработками. М., 1962, с. 149—166.

90. Мухелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. М., Наука, 1966. 707 с.

91. Недвига С. Н., Недашковский И. В. Гидроразрыв как способ определения напряжений в угольных пластах.— В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1970, с. 210—211.

92. Нифонтов Б. И., Корнев Г. Н., Суходрев В. М. Основы электрического моделирования действия взрыва и удара. М., Недра, 1971. 159 с.

93. Новые способы и аппаратура контроля устойчивости горных выработок. М., Изд-во Моск. горного института, 1985. 6 с.

94. Определение напряжений в массивах скальных пород/И. А. Турчанинов, В. И. Паини, В. С. Кононенко и др.— В кн.: Диагностика напряженного состояния породных массивов. Новосибирск, 1980, с. 42—48.

95. Определение напряжений в массивах горных пород методом разгрузки с применением фотоупругих покрытий/И. А. Турчанинов, В. Ф. Трумбаев, Л. С. Молодцова, В. И. Иванов.— Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1967, № 3, с. 17—21.

96. Отвалы на горных склонах (учет криогенных факторов и оценка деформационных свойств и устойчивости отвалов при их размещении)/Э. Б. Красносельский, Г. В. Калабии, Б. К. Оводенко и др. Л., Наука, 1975, 152 с.

97. Павловский Н. Н. Теория движения грунтовых вод под гидротехническими сооружениями и ее основные приложения. Пг., Литограф. изд. науч.-мелиорат. ин-та, 1922. 752 с.

98. Пейве А. В. Разломы и тектонические движения.—Геотектоника, 1967, № 5, с. 8—24.

99. Петросян А. Э., Иванов Б. М. Причины возникновения внезапных выбросов угля и газа.— В кн.: Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. М., 1978, с. 3—61.

100. Петухов И. А. Расчет величины сдвижений по напластованию при разработке угольных пластов в Челябинском бассейне.—Тр. ВНИМИ, 1966, № 56, с. 96—101.

101. Петухов И. А., Земисев В. Н., Файнштейн Ю. Б. Современные методы прогнозирования сдвижений и деформаций в сложных условиях.—Тр. ВНИМИ, 1981, с. 3—10.

102. Петухов И. А., Самарин В. П., Шляхецкий В. К. Методические указания по новому методу измерения смещения горных пород в массиве. Л., ВНИМИ, 1972. 28 с.

103. Петухов И. М., Воскобоев Ф. Н. Опыт применения глубинных реперов для изучения сдвижений и деформаций горных пород в массиве. М., Недра, 1967. 39 с.

104. Петухов И. М., Линьков А. М. Механика горных ударов и выбросов. М., Недра, 1983. 280 с.

105. Покровский Г. И. Центробежное моделирование (новый метод исследования устойчивости и прочности сооружений). М.—Л., ОНТИ, 1935. 54 с.

106. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент/Ж. С. Ержанов, А. С. Сагннов, Г. Н. Гуменюк и др. Алма-Ата, Наука, 1970. 207 с.

107. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., Недра, 1973. 511 с.

108. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. М., Недра, 1981. 288 с.

109. Пригожин Е. С., Перков Ю. Р. Прессномер — прибор для определения деформационных прочностных свойств горных пород в массиве.—Тр. ВНИМИ, 1966, № 65, с. 156—164.

110. Система деформационных наблюдений на руднике «Карнасурт»/А. В. Ловчиков, А. И. Калашник, В. И. Осика, Е. И. Попов.— В кн.: Техника натурального геомеханического эксперимента. Материалы 9 Всесоюзного семинара по измерению напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1985, с. 45—51.

111. Принципы создания системы контроля устойчивости высоких скальных склонов/В. Я. Степанов, М. С. Брызгунов, Ю. П. Гашинский, И. П. Павлаев.— В кн.: Геомеханические системы диагностики и контроля состояния свойств массива горных пород. Новосибирск, 1978, с. 75—78.

112. Проскураков Н. М., Пермяков Р. С., Черников А. К. Физико-механические свойства соляных пород. Л., Недра, 1973. 271 с.

113. Протодьяконов М. М. Давление горных пород и рудничное крепление. Ч. 1. Давление горных пород. М.—Л., Госнаучтехиздат, 1931, 104 с.

114. Прочность и деформируемость горных пород/Ю. М. Карташев, Б. В. Матвеев, Г. В. Михеев, А. Б. Фадеев. М., Недра, 1979. 269 с.

115. Работнов Ю. Н. Равновесие упругой среды с последствием.— Прикл. математика и механика, 1948, т. 12, вып. 1, с. 53—62.

116. Развитие методов и аппаратуры для оценки состояния и свойств пород в массиве при активном воздействии на поверхность скважин/В. К. Аксенов, Л. Кнолль, А. Л. Козырев, М. В. Курленя.— В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1976, с. 8—15.

117. Расчет крепи шахтных стволов/К. В. Руппнейт, Ю. М. Либерман, В. В. Матвеев, Ю. А. Песляк. М., Изд-во АН СССР, 1962. 123 с.

118. Райцына Р. И. Прямой метод оценки природной и эксплуатационной трещиноватости горных пород.— В кн.: Прогноз и предотвращение газопроявлений при подземной разработке полезных ископаемых. М., 1982, с. 198—293.

119. Рац М. В. Неоднородность горных пород и их физических свойств. М., Наука, 1968. 107 с.

120. Родин И. В. К вопросу о влиянии выработок на напряженное состояние горного массива.— Изв. АН СССР, ОТН, 12, 1950, с. 1763—1783.

121. Ржевский В. В. О научных основах расчетов давления горных пород.— Изв. вузов. Горн. ж., 1982, № 6, с. 1—9; № 7, с. 1—10.

122. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М., Недра, 1973. 286 с.

123. Родионов В. Н., Сизов И. А., Цветков В. М. Основы геомеханики. М., Недра, 1986. 301 с.

124. Руководство по наблюдению за сдвижением горных пород в толще массива с помощью радиоактивных изотопов/Ж. М. Калябаева, А. А. Сарсенбаев, С. Г. Жукова и др.— Алма-Ата, Изд-во АН КазССР, 1982. 48 с.

125. Руководство по расчету и проектированию зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. М., Стройиздат, 1983. 136 с.

126. Руппнейт К. В. Некоторые вопросы механики горных пород. М., Углетехиздат, 1954. 384 с.

127. Руппнейт К. В., Либерман Ю. М. Введение в механику горных пород. М., Госгортехиздат, 1960. 356 с.

128. Руппнейт К. В., Матвеев В. В. Оценка прочности конструктивных элементов подземных сооружений.— В кн.: Вопросы прочности подземных сооружений. М., 1962, с. 3—14.

129. Савин Г. Н. Распределение напряжений около отверстий. Киев, Наукова думка, 1968. 887 с.

130. *Сдвигение* горных пород и земной поверхности в главнейших угольных бассейнах СССР/С. Г. Авершии, М. В. Коротков, С. П. Колбенков, И. А. Петухов. М., Углетехиздат, 1958. 250 с.

●131. *Сдвигение* горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений/А. Г. Акимов, В. Н. Замисев, Н. Н. Кацнельсон и др. М., Недра, 1970. 224 с.

132. *Скопинский А. А., Комаров В. Б.* Рудинчатая вентиляция. М.—Л., Углетехиздат, 1949. 444 с.

133. *Слесарев В. Д.* Механика горных пород. М., Углетехиздат, 1948. 303 с.

134. *Совершенствование* способов и средств борьбы с внезапными выбросами газа, угли и породы/А. Т. Айруни, И. М. Большинский, О. М. Долгова и др. М., ЦНИЭИуголь, 1981. 41 с.

135. *Соколовский В. В.* Статика сыпучей среды. М.—Л., Изд-во АН СССР, 1942. 207 с.

136. *Способы* охраны вертикальных шахтных стволов на больших глубинах. М., ЦНИЭИуголь, 1973. 34 с.

137. *Справочник* (кадастр) физических свойств горных пород/Под ред. Н. В. Мельникова, В. В. Ржевского, М. М. Протодяконова. М., Недра, 1975. 279 с.

138. *Ставрогин А. Н., Певзнер Е. Д., Тарасов Б. Г.* Запредельные характеристики хрупких горных пород.—Физико-техн. проблемы разработки полезных ископ., 1981, № 4, с. 8—15.

139. *Сухарев И. П., Ушаков Б. Н.* Исследования деформаций и напряжений методом муаровых полос. М., Машиностроение, 1969. 208 с.

140. *Тарасов Б. Г., Дырдин В. В., Иванов В. В.* Использование геоэлектрических полей в горном деле. Кемерово, Политехн. ин-т, 1974. 208 с.

141. *Теория и практика* управления состоянием массива горных пород для борьбы с основными опасностями в угольных шахтах/В. В. Ржевский, А. С. Бурчаков, С. М. Москаленко, Н. В. Ножкин.— В кн.: Материалы Международного симпозиума по вопросам борьбы с выбросами угля, породы и газа на шахтах (Донецк, октябрь 1974 г.). Харьков, 1974. 7 с.

142. *Теоретические* методы расчета сдвижений и деформаций земной поверхности, вызванные подземными горными работами. Обзор/Р. А. Муллер, И. А. Петухов, А. Н. Красовский, П. Е. Клещев. М., ЦНИЭИуголь, 1977. 26 с.

143. *Технология* подземной разработки пластовых месторождений/С. Г. Андрушкевич, А. А. Борисов, Д. Ф. Борисов и др. М., Недра, 1972. 536 с.

●144. *Трумбачев В. Ф., Катков Г. А.* Измерение напряжений и деформаций методом фотоупругих покрытий. М., Наука, 1966, 114 с.

145. *Трумбачев В. Ф., Молодцова Л. С.* Применение оптического метода для исследования напряженного состояния пород вокруг выработок. М., Изд-во АН СССР, 1963. 95 с.

146. *Турчанинов И. А., Козырев А. А., Каспарьян Э. В.* Руководство по определению нарушенности пород вокруг выработок реометрическим методом. Апатиты, 1971. 43 с.

147. *Турчанинов И. А., Иванов В. И., Марков Г. А.* Руководство по измерению напряжений в массивах скальных пород методом разгрузки. Апатиты, Изд-во КФ АН СССР, 1970. 47 с.

148. *Турчанинов И. А., Медведев Р. В.* Комплексное исследование физических свойств горных пород. Л., Наука, 1973. 124 с.

149. *Турчанинов И. А., Панин В. И.* Руководство по определению напряженного состояния горных пород в массиве ультразвуковым методом. Апатиты, 1970. 73 с.

150. *Ушаков И. Н.* Горная геометрия. М., Госгортехиздат, 1962. 459 с.

151. *Физико-химия* газодинамических явлений в шахтах/В. В. Ходот, М. Ф. Яновская, Ю. С. Премыслер и др. М., Наука, 1973. 139 с.

152. *Фисенко Г. Л.* Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра, 1965. 387 с.

153. *Хашин В. Е.* Общая геотектоника. М., Недра, 1973. 511 с.

154. *Ханукаев А. Н.* О расчете ширины междуканальных целиков.— Гори. журн., 1960, № 4, с. 23—27.

155. *Ходот В. В.* Внезапные выбросы угля и газа. М., Госгортехиздат, 1961. 359 с.

156. *Христианович С. А.* Механика сплошной среды. М., Наука, 1981. 483 с.

157. *Цимбаревич П. М.* Механика горных пород. М., Углетехиздат, 1948. 184 с.

158. *Цытович Н. А., Тер-Мартirosян З. Г.* Основы прикладной геомеханики в строительстве. М., Высшая школа, 1981. 317 с.

159. *Чернов О. И., Пузырев В. Н.* Прогноз внезапных выбросов угля и газа. М., Недра, 1979. 296 с.

160. *Чернышев М. Ф., Дьяковский В. В.* Влияние размеров выработанного пространства на ширину зоны опорного давления в условиях Высокогорского месторождения.— Тр. ВНИИМИ, 1970, № 77, с. 62—68.

●161. *Черняк И. Л., Бурчаков Ю. И.* Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. М., Недра, 1984. 304 с.

162. *Шевяков Л. Д.* О расчете прочных размеров и деформаций опорных целиков.— Изв. АН СССР. Отд-ние техн. наук, 1941, № 7, 8, с. 3—13; № 9, с. 43—58.

163. *Шерман Д. И.* Об одном методе решения некоторых задач теории упругости для двухсвязных областей.— Докл. АН СССР. Нов. сер., 1947, т. 40, № 8, с. 701—704.

†164. *Школьников А. Д., Бухман Э. А., Протопопов И. И.* Информационно-вычислительная система контроля и прогнозирования проявлений горного давления.— В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Ч. III, Новосибирск, Изд-во ИГД СО АН СССР, 1976, с. 24—26.

165. *Экспериментальное* определение полного тензора напряжений в массиве горных пород (методическое руководство)/И. А. Турчанинов, Г. А. Марков, В. И. Панин, В. И. Иванов. Апатиты, 1973. 36 с.

166. *Экспериментальные* методы исследования деформаций и напряжений/Б. С. Касаткин, А. Б. Кудрин, Л. М. Лобанов и др. Киев, Наукова думка, 1981. 583 с.

167. *Юевич Г. Г., Беляков В. Д., Севастьянов Б. Н.* Охрана горных выработок от воздействия взрывов. М., Недра, 1972. 136 с.

168. *Cis J., Suchodolski Z.* Zagadnienie wyrzutów gazów i skal w Dolnoślaskim Zagłębiu Węglowym.— PrzeglądGórnicy, 1964, 20(51), № 12, S. 588—595.

169. *Fenner R.* Untersuchungen zur Erkenntnis des Gebirgsdruckes.— Glütskauf, 1938, Bd. 74, № 32, S. 681—695; № 33, S. 705—715. Феннер Р. Исследования горного давления.— В кн.: Вопросы теории горного давления. М., 1961, с. 5—58.

170. *Frocht M. M.* Photoelasticity. New York, J. Wiley and Sons; London, Chapman and Hall, 1941, v. 1, 411 p.; 1948, v. 2, 505 p. Фрохт М. М. Фотоупругость (поляризационно-оптический метод исследования напряжений). Т. I. М., Госгортехиздат, 1948, 432 с.; т. 2, М.—Л., Госгортехиздат, 1950, 488 с.

171. *Hast N.* The state of stresses in the upper part of the Earth's crust.— Tectonophysics, 1969, v. 8, № 3, p. 169—211.

172. *Hecla* use of computer to monitor stress at Lucky Friday.— Skillings Mining Review, 1974, 63, № 40, 22 p.

173. *Höfer K. H.* Beitrag zur Frage der Standfestigkeit von Bergfesten im Kalibergbau.— In: Freiberg Forschungshefte. A 100, Berlin, Akademie-Verl., 1958, 148 S.

174. *Isaakson E.* Rock pressure in mines. London, Salisbury House, E. C. 2,

1958, 212 p. Айзаксон Э. Давление горных пород в шахтах. М., Госгортехиздат, 1961. 176 с.

175. *Karman T.* Festigkeitversuche unter allseitigem Druck.—Mitt. über Forschungsarbeiten auf dem Gebiete des Ingenieurwesens, 1912, Н. 118, 37, S. 37—68. Карман Т. Опыты на всестороннее сжатие.—В кн.: Новые идеи в технике. № 1, Теории прочности. Петроград, 1915, с. 51—102.

176. *Krawiec A., Trombik M., Luberek W.* Wykorzystanie elektronicznej techniki obliczeniowej do okreslenia stanu zagrożenia tapaniami.—Przegląd gorniczy, 1975, 34, № 1, s. 4—6.

177. *Leeman E. R.* The measurement of stress in rock.—J. South African Inst. Min. Metall., 1964, v. 65, № 2, p. 45—81.

178. *Mohr O.* Abhandlungen aus dem Gebiete der technischen Mechanic, zweite neubearbeitete und erweiterte auflage. Berlin, Verl. von Ernst und Sohn, 1914. 567 S.

179. *Müller L.* Der Felsbau. Stuttgart, Ferdinand Enke Verl., 1963. 624 S. Мюллер Л. Инженерная геология. Механика скальных массивов. М., Мир, 1971, 255 с.

180. *Obert L., Duvall W.* Rock mechanics and the design of structures in rock.—New York e. a., J. Wiley and Sons, 1967. 650 p.

181. *Ochrona powierzchni przed szkodami gornicznymi.* Katowice, Wydawnictwo Slask, 1980. 967 s.

182. *Talobre J.* La Mécanique des Roches. Appliquée aux travaux Publics. Paris, Dunod Éditeur, 1957, 444 p. Талобр Ж. Механика горных пород. М., Госгортехиздат, 1960. 430 с.

183. *Tyrrel G. W.* The principles of petrology an introduction to the science of rock. London, Methuen and Co. Ltd, 1930. 349 p. Тиррель Дж. Основы петрологии. Введение в науку о горных породах. Л., Госгеолнефтеиздат, 1933. 323 с.

184. *Volterra V.* Theory of functionals and integral and integrodifferential equations. London — Glasgow, Blackie and Son Limited, 1930. 226 p.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
ПРЕДИСЛОВИЕ КО ВТОРОМУ ИЗДАНИЮ	5
РАЗДЕЛ I	
СОСТОЯНИЕ И РАЗВИТИЕ СОВРЕМЕННОЙ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД	
ГЛАВА 1. ПРЕДМЕТ И МЕТОД МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД	9
§ 1. Механика горных пород как раздел горной науки	—
§ 2. Основные понятия и определения	12
§ 3. Объект исследования и общая методология механики горных пород	13
§ 4. Практическая значимость задач, решаемых механикой горных пород	15
РАЗДЕЛ II	
ПОРОДНЫЙ МАССИВ КАК ОБЪЕКТ ИЗУЧЕНИЯ В МЕХАНИКЕ ГОРНЫХ ПОРОД	
ГЛАВА 2. СВОЙСТВА, ЗАКОНОМЕРНОСТИ И ОСОБЕННОСТИ СТРОЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД КАК ФИЗИЧЕСКОЙ СРЕДЫ	17
§ 5. Общая систематика горных пород	—
§ 6. Петрографические особенности горных пород	18
§ 7. Физические свойства горных пород	21
§ 8. Структурные неоднородности породных массивов	42
§ 9. Свойства пород массива в условиях естественного залегания	48
ГЛАВА 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОТНОСТНЫХ И МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД	50
§ 10. Методы определения плотностных свойств	—
§ 11. Методы определения упругих свойств	52
§ 12. Методы определения прочности	56
§ 13. Построение паспортов прочности	59
§ 14. Определение реологических параметров	61
§ 15. Испытания в условиях объемного напряженного состояния	63
§ 16. Определение запредельных характеристик горных пород	65
§ 17. Испытания пород при динамических нагрузках	68
§ 18. Определение свойств горных пород в местах их естественного залегания	71
ГЛАВА 4. ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ МАССИВОВ ПОРОД	78
§ 19. Методика изучения геометрических характеристик структурных ослаблений	—
§ 20. Графическое представление структурных ослаблений массива	79
§ 21. Методы лабораторного изучения механических характеристик структурных ослаблений	84
§ 22. Изучение механических характеристик структурных ослаблений в природных условиях	87
§ 23. Прогнозирование трещиноватости массивов	90
РАЗДЕЛ III	
МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ В МЕХАНИКЕ ГОРНЫХ ПОРОД	
ГЛАВА 5. МЕТОДЫ ИЗМЕРЕНИЙ В НАТУРНЫХ УСЛОВИЯХ	92
§ 24. Роль природных наблюдений и измерений и их классификация	—

§ 25. Измерение сдвижений земной поверхности и толщи горных пород	94
§ 26. Определение напряжений	101
§ 27. Определение смещений и напряжений при динамических воздействиях	111
§ 28. Определение параметров зоны нарушенных пород	113
§ 29. Изучение взаимодействия пород с крепью	114
§ 30. Автоматизированные системы контроля состояния массива и обеспечения безопасности ведения горных работ	118
ГЛАВА 6. МЕТОДЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ	122
§ 31. Общие сведения. Область применения моделирования при решении задач механики горных пород	—
§ 32. Основные положения теории подобия	124
§ 33. Метод центробежного моделирования	130
§ 34. Метод эквивалентных материалов	134
§ 35. Поляризационно-оптический метод моделирования	138
§ 36. Другие методы моделирования	145
ГЛАВА 7. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД	147
§ 37. Использование моделей сплошных сред	—
§ 38. Использование моделей дискретных сред	156
§ 39. Теории прочности горных пород	159

РАЗДЕЛ IV

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

ГЛАВА 8. НАЧАЛЬНОЕ ПОЛЕ НАПРЯЖЕНИЙ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	164
§ 40. Общие сведения о строении Земли, строении и тектонических движениях земной коры	—
§ 41. Напряженное состояние верхней части земной коры	169
§ 42. Гравитационная и тектоническая составляющие. Общее выражение полного тензора напряжений массива пород	172
§ 43. Экспериментальное определение полного тензора напряжений нетронутого массива	177
ГЛАВА 9. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВОКРУГ КАПИТАЛЬНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК	182
§ 44. Основные факторы, определяющие напряженное состояние пород вокруг капитальных и подготовительных выработок	—
§ 45. Аналитическое определение напряженно-деформированного состояния горных пород вокруг одиночных выработок	184
§ 46. Распределение напряжений вокруг выработок различных форм сечения в упругом изотропном массиве	187
§ 47. Напряженное состояние пород в условиях взаимного влияния выработок	194
§ 48. Влияние анизотропии, нелинейной упругости и пластичности пород на распределение напряжений вокруг выработок	197
§ 49. Типы проявлений горного давления в капитальных и подготовительных выработках	201
§ 50. Методы определения деформаций и перемещений вокруг одиночных выработок	203
§ 51. Определение параметров зон хрупкого разрушения пород вокруг выработок	205
§ 52. Задачи управления горным давлением и основные принципы выбора вида крепи горных выработок	211

ГЛАВА 10. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК	215
§ 53. Характерные особенности проявлений горного давления и задачи управления горным давлением в очистных выработках	—
§ 54. Проявления горного давления в очистных выработках при различных системах разработки угольных и рудных месторождений	217
§ 55. Расчет напряжений и деформаций (перемещений) пород вокруг очистных выработок	221
§ 56. Напряженно-деформированное состояние пород вокруг очистной выработки. Зоны опорного давления и разгрузки	228
§ 57. Взаимное влияние очистных выработок при разработке обособленных и сближенных пластов или жил	232
§ 58. Основные принципы выбора способа управления горным давлением при ведении очистных работ	235
ГЛАВА 11. УСТОЙЧИВОСТЬ ЦЕЛИКОВ И ОБНАЖЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД	239
§ 59. Основные принципы определения размеров устойчивых целиков и обнажений пород в очистных выработках	—
§ 60. Предельные размеры обнажений пород в очистных выработках	243
§ 61. Несущая способность целиков в условиях упругого деформирования и хрупкого разрушения	250
§ 62. Несущая способность целиков при их склоности к неупругому деформированию	255
§ 63. Учет динамических воздействий взрывных работ при определении оптимальных параметров очистных выработок и целиков	258

РАЗДЕЛ V

СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ РАЗРАБОТКИ

ГЛАВА 12. ОБЩИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ	263
§ 64. Область сдвижения. Основные понятия	—
§ 65. Зоны сдвижения пород	268
§ 66. Параметры процесса сдвижения	271
§ 67. Факторы, влияющие на процесс сдвижения	277
ГЛАВА 13. СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ	281
§ 68. Особенности развития процесса сдвижения в различных условиях	—
§ 69. Математическое описание процесса сдвижения	285
§ 70. Полный комплекс наблюдений для установления параметров сдвижения пород	288
§ 71. Определение основных параметров сдвижения по результатам кратковременных наблюдений	291
ГЛАВА 14. РАСЧЕТ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	294
§ 72. Краткая характеристика методов расчета	—
§ 73. Расчет сдвижений и деформаций земной поверхности под влиянием единичной очистной выработки	296
§ 74. Расчет сдвижений и деформаций при суммарном воздействии нескольких очистных выработок	304
§ 75. Особенности расчета деформаций при разработке свит крутопадающих пластов и жил	312
§ 76. Расчет сдвижений и деформаций толщи горных пород	316
§ 77. Прогноз деформаций в условиях аномальных проявлений процесса сдвижения пород	321
ГЛАВА 15. СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ	330
§ 78. Формы проявления сдвижения пород при открытой разработке	—

	§ 79. Наблюдения за сдвижением пород на карьерах	334
	§ 80. Методы расчета устойчивости уступов и бортов карьеров	338
	§ 81. Расчет устойчивости отвалов	345
	§ 82. Противооползневые мероприятия на карьерах	351
ГЛАВА 16.	МЕТОДЫ ОХРАНЫ ОБЪЕКТОВ И СООРУЖЕНИЙ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	355
	§ 83. Основные принципы выбора мер охраны	—
	§ 84. Профилактические меры охраны	359
	§ 85. Методы ведения горных работ при подработке сооружений	360
	§ 86. Ведение горных работ при отработке свит пластов	366
	§ 87. Подработка водных объектов	372
	§ 88. Конструктивные меры защиты подрабатываемых сооружений	377
ГЛАВА 17.	СПОСОБЫ ПОСТРОЕНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ	383
	§ 89. Назначение предохранительных целиков	—
	§ 90. Построение целиков под объектами ограниченных размеров на поверхности	384
	§ 91. Построение целиков под вытянутыми объектами	391
	§ 92. Построение целиков для охраны шахтных стволов	395

РАЗДЕЛ VI

ДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В МАССИВАХ ПОРОД ПОД ВЛИЯНИЕМ РАЗРАБОТКИ

ГЛАВА 18.	ГОРНЫЕ УДАРЫ	401
	§ 93. Общие сведения	—
	§ 94. Формы проявления горных ударов	402
	§ 95. Условия возникновения горных ударов и представления об их механизме	407
	§ 96. Классификация горных ударов	411
	§ 97. Балаис энергии горного удара	414
	§ 98. Прогноз и регистрация горных ударов	415
ГЛАВА 19.	ВНЕЗАПНЫЕ ВЫБРОСЫ ПОРОД И ГАЗА	419
	§ 99. Основные понятия	—
	§ 100. Проявление внезапных выбросов при разработке полезных ископаемых	421
	§ 101. Условия возникновения внезапных выбросов и представления об их механизме	424
	§ 102. Оценка выбросоопасности горных пород и прогноз внезапных выбросов	429
ГЛАВА 20.	СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ И БОРЬБЫ С ОПАСНЫМИ ДИНАМИЧЕСКИМИ ПРОЯВЛЕНИЯМИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В РУДНИКАХ И ШАХТАХ	434
	§ 103. Общие положения	—
	§ 104. Вскрытие пластов и залежей	436
	§ 105. Опережающая отработка защитных пластов	439
	§ 106. Выбор системы разработки	447
	§ 107. Региональные мероприятия по дегазации и увлажнению выбросоопасных пород	449
	§ 108. Локальные способы предупреждения горных ударов и внезапных выбросов	451
	§ 109. Выемка целиков, опасных по горным ударам	462
	§ 110. Защита людей от горных ударов и внезапных выбросов	464
	§ 111. Использование потенциальной энергии упругих деформаций массива в процессе хрупкого разрушения полезного ископаемого при добычании	465
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	470
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	476