

УДК 622.83
ББК 33.2
К14

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых» СанПиН 1.2.1253–03, утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124–94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей и благополучия человека № 77.99.60.953.Д.014367.12.15

Рецензенты:

- д-р техн. наук, проф., академик РАН *Н.Н. Мельников* (Горный институт Кольского научного центра РАН);
- д-р техн. наук, проф. *М.В. Рыльникова* (Институт проблем комплексного освоения недр РАН)

**Казикаев Д.М., Козырев А.А., Каспарьян Э.В.,
Иофис М.А.**

К14 Управление геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие. — М.: Издательство «Горная книга», 2016. — 490 с.: ил.

ISBN 978-5-98672-441-6

Рассмотрено управление геомеханическими процессами, характерными для подземной открытой и комбинированной разработки твердых полезных ископаемых. Включены разделы по геомеханике комбинированной разработки, подработке водных объектов.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» направления подготовки «Горное дело».

ISBN 978-5-98672-441-6

УДК 622.83
ББК 33.2

- © Д.М. Казикаев, А.А.Козырев,
Э.В.Каспарьян, М.А.Иофис, 2016
- © Издательство «Горная книга», 2016
- © Дизайн книги.
Издательство «Горная книга», 2016



Основные понятия геомеханики, определения и особенности геомеханических процессов

Основным предметом изучения в геомеханике, науке *о прочности, устойчивости и деформируемости массивов горных пород, горно-технических объектов и сооружений в поле природных и техногенных сил*, является массив горных пород, а точнее, *механические процессы (или геомеханические процессы)*, происходящие в нём.

Геомеханические процессы — процессы деформирования, перераспределения напряжений и разрушения массивов горных пород. Сами геомеханические процессы обычно скрыты от наблюдателя. Предметом наблюдений являются *проявления геомеханических процессов* или *проявления горного давления*, а также *геомеханическое состояние* массива горных пород.

Проявления геомеханических процессов — инструментально или визуально наблюдаемые реализации геомеханических процессов в виде смещений, обрушений, горных ударов и т.п., как правило, осложняющие технологию горных работ, а в некоторых случаях и используемые для её совершенствования.

Геомеханическое состояние массива горных пород — совокупность показателей, характеризующих деформируемость, прочность и устойчивость массива при определённом силовом воздействии, т.е. определяющих степень развития геомеханических процессов в данном конкретном массиве пород.

Все геомеханические процессы, изучаемые геомеханикой, можно условно подразделить на три большие группы:

1) процессы формирования напряжённо-деформированного состояния массивов пород и его изменения в связи с проведением выработок;

2) динамические процессы и явления в массивах горных пород;

3) сдвигание горных пород, проявляющееся в самых разнообразных формах.

Непосредственно с указанными процессами связаны как самостоятельные научные направления, так и общие задачи, которые необходимо решать в рамках геомеханики.

В частности, общей задачей для всех групп процессов является исследование свойств пород и массивов во всём многообразии возможных силовых воздействий, и здесь может быть выделен целый ряд научных и практических вопросов. Важнейшими из них являются разработка унифицированных методик и создание оборудования для определения свойств пород и массивов, создание классификаций и паспортизация пород по их свойствам.

Для первой группы процессов — формирования напряжённо-деформированного состояния массивов пород — важнейшее значение имеет научное направление, связанное с методами определений параметров полей напряжений в массиве пород и оценкой их изменений под влиянием различных факторов и условий. Непосредственную связь с этими вопросами имеют практические задачи оценки устойчивости пород в обнажениях, определения параметров предельных обнажений и обоснования мероприятий по обеспечению безопасных условий проведения горных работ или эксплуатации подземных сооружений. К числу подобных мероприятий можно отнести выбор вида и параметров крепи, размеров очистных камер и целиков, обоснование порядка отработки отдельных участков месторождений и др.

Со второй группой — динамическими процессами — связаны динамические проявления горного давления: горные удары, выбросы пород и газа, техногенные землетрясения. Основными научными направлениями при этом являются разработки теоретических представлений о механизме подобных явлений, а главными практическими задачами — выбор и обоснование мероприятий по прогнозу и предотвращению их при проведении горных работ.

С процессами сдвигания пород при проведении горных работ — третьей группой процессов — связано научное на-

правление разработки общей теории сдвижения горных пород, а также ряд практических задач по обоснованию мероприятий, предотвращающих или снижающих до безопасных пределов влияние горных работ на состояние массива пород и земную поверхность, а также на инженерные сооружения и др. объекты, определение параметров охранных целиков, параметров закладки, шага обрушения и т.д.

Главной инженерной задачей геомеханики является научное обоснование и разработка способов *управления геомеханическими процессами* в породных массивах для обеспечения безопасности горных работ и повышения производительности и надёжности технологических процессов.

При этом под управлением геомеханическими процессами в массиве следует понимать *целенаправленное регулирование характера и параметров геомеханических процессов для обеспечения безопасности горных работ, их эффективности и снижения вредных воздействий на окружающую среду*.

Регулируя развитие геомеханических процессов в массиве пород, стремятся достичь такого положения, чтобы процессы развивались в желательном безопасном направлении и их параметры находились в пределах заранее установленных безопасных величин. При этом в одних случаях применяются инженерные решения, направленные на снижение концентраций напряжений в элементах систем разработки, в других случаях оказывается необходимым, наоборот, увеличить концентрацию напряжений и создать условия для разрушения пород в какой-либо области массива. К управлению геомеханическими процессами относятся также мероприятия по целенаправленному изменению свойств массива пород, как с целью повышения его устойчивости, так и для эффективного его разрушения.

Управление геомеханическими процессами при освоении недр необходимо предусматривать и осуществлять на всех стадиях освоения месторождений полезных ископаемых или подземного строительства:

- *при составлении проектов* разработки месторождений полезных ископаемых или строительства подземных сооружений в части выбора параметров и порядка ведения горных работ,

взаимного расположения выработок, организации геомониторинга состояния массива горных пород и составления мероприятий по предотвращению или снижению вредных последствий ведения горных работ;

- *во время строительства и эксплуатации* горных предприятий или подземных сооружений для корректировки выбранных параметров и других положений проекта, а также для проведения наблюдений **за** развитием геомеханических процессов и оперативного принятия мер по предотвращению вредных последствий этих процессов;
- *в периоды ликвидации или консервации* горных предприятий для прогноза развития геомеханических процессов после окончания горных работ и предотвращения образования на поверхности провалов, воронок и других проявлений неустойчивости массива, а также в части использования высвобождающихся горных выработок для народного хозяйства;
- при сооружении и эксплуатации специальных подземных объектов различного целевого назначения для оценки их длительной устойчивости, герметичности и прогноза последствий, которые могут возникнуть при нарушении этих характеристик объектов;
- при застройке подработанных (подрабатываемых) территорий для выбора местоположения объектов строительства, последовательности выполнения строительных работ, определения величины ожидаемых деформаций, которые следует учитывать при выборе и обосновании конструкций сооружений;
- для обеспечения безопасной экологической обстановки в районах разработки месторождений полезных ископаемых и строительства подземных объектов различного назначения, особенно сооружений с ядерными технологиями типа подземных атомных электростанций, хранилищ радиоактивных и токсичных отходов.

Безопасность и эффективность горных работ будет обеспечиваться только в случае правильного выбора способов управления состоянием окружающего массива, при этом, в зависимости от технологических факторов воздействия на массив, в частности, от применяемых систем разработки, оптимальные способы управления геомеханическими процессами будут различны.

При камерных системах разработки полезных ископаемых в течение установленного времени должна сохраняться устойчивость камер и целиков, при системах с закладкой — обеспечиваться прочность закладочного материала и допустимые деформации покрывающих пород, при системах с обрушением — первоначально должна обеспечиваться устойчивость покрывающих пород, а затем гарантированное их обрушение с заданными параметрами.

Кроме того, в последнее время всё большее внимание уделяется вопросам выбора оптимальных способов управления геомеханическими процессами с точки зрения удовлетворения требований охраны недр и окружающей среды, поскольку резкий рост интенсивности недропользования, как правило, существенно обостряет экологическую ситуацию. Особенно это характерно для многих урбанизированных территорий и предприятий горно-промышленного комплекса, во многих случаях ситуация становится катастрофической или вплотную приближается к подобному пределу.

Общей тенденцией развития горной промышленности во всём мире является увеличение объёмов добычи полезных ископаемых (отмечается удвоение объёмов каждые 10–15 лет), вовлечение в эксплуатацию всё более бедных руд, проведение горных работ во всё более тяжёлых горно-геологических условиях. Это приводит ко всё более возрастающим воздействиям на окружающую среду. При этом на долю горного производства приходится свыше 40% всех нарушенных земель, более 30% вредных выбросов в атмосферу и 10% объёмов сточных вод. В результате масштабные геоэкологические проблемы наблюдаются в стратегически важных горно-добывающих регионах России: в Центральном индустриальном (КМА), Северо-Западном, на Кольском полуострове, на Урале, в Западной Сибири, на Дальнем Востоке.

На Кольском полуострове за период с 1929 по 2009 г. на рудниках ОАО «Апатит» добыто 1,7 млрд т апатит-нефелиновой руды, из которых выработано 610 млн т апатитового и 57 млн т нефелинового концентратов, пройдено более 2300 км горных выработок, извлечено 800 млн м³ вскрыши, добыто всего более 3,2 млрд т горной массы.

Об ухудшении условий отработки месторождений можно судить по современному состоянию горных работ, которое характеризуется началом отработки глубоких подземных горизонтов, расположенных ниже уровня дна долин и ведением горных работ в стыковочных зонах между подземными рудниками и карьерами. Это ведет к усложнению и без того непростой геомеханической ситуации в районе крупномасштабных горных работ и, как следствие, к активизации деформационных процессов в массиве, межблоковым подвижкам, повышению уровня сейсмичности, реализации крупных горных и горно-тектонических ударов, возникновению техногенных землетрясений, число которых за последние 10–15 лет увеличилось в три раза. Так мощные техногенные землетрясения произошли на Кировском руднике в 1989 и 1993 г., в 1995 г. техногенное землетрясение произошло в районе карьера Центрального рудника с магнитудой 3–4.

За время освоения Криворожского железорудного бассейна (Украина) общие объемы массивов пород, подверженных техногенным геомеханическим процессам, составляют 16–17 млрд м³. Горно-обогащительные комбинаты ежегодно складировуют 90 млн т отходов обогащения.

В регионе сложилась острая экологическая ситуация — в недрах образовались огромные объёмы техногенных пустот, при этом целики между смежными шахтными полями существенно нарушены, а на поверхности размещаются объекты с массой в миллиарды тонн (различного типа отвалы и хвостохранилища).

Железорудные месторождения Курской магнитной аномалии (КМА) начали эксплуатироваться более полувека назад. При этом разработки сопровождаются выбросами значительного количества силикозоопасной кварцевой пыли, радионуклидов и других элементов — токсикантов, образующихся в процессе горно-металлургического производства. В результате территория КМА в настоящее время отнесена к районам геоэкологического бедствия по шкале Министерства по чрезвычайным ситуациям.

На территории Урала, в Челябинской области в результате 30-летней отработки месторождения железных руд гора Маг-

нитная (первоначальная высота 616 м) полностью выработана и уничтожена как географический объект. Такая же участь постигла и гору Высокую (380 м) в Тагило-Кушвинском районе, на месте которой образовался карьер глубиной 150 м.

Взаимосвязь геомеханических процессов с естественным состоянием массива и методами ведения горных работ

К настоящему времени накоплен огромный положительный опыт управления геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных ископаемых и подземном строительстве. Вместе с тем имеется много примеров неудачных попыток управления состоянием массива пород, что приводит к разрушению горных выработок, катастрофическим прорывам подземных вод и грунтовых масс, образованию провалов на земной поверхности, горным ударами, техногенным землетрясениями и др. негативным последствиям. Это объясняется как недостаточными представлениями о сути происходящих явлений в массиве пород (т.е. недостаточным уровнем развития геомеханики как науки), так и отсутствием к данному моменту необходимых технологических решений, применимых для эффективной реализации предложений по управлению геомеханическими процессами.

Несколько примеров.

1. При разработке месторождений полезных ископаемых недостаточный учёт горно-геологических факторов приводит к разрушению целиков, образованию провалов и затоплению рудников.

Так в 1979 г. был затоплен Соль-Илецкий рудник № 1, в 1986 г. Березниковский рудник № 3, а в 2006 г. Березниковский рудник № 1. В результате последней катастрофы в г. Березники произошел провал (рис. 1), при этом размеры зоны обрушения постоянно увеличиваются, так как выработанное пространство не было своевременно погашено путем возведения закладочных массивов.

В ноябре 2010 г. провал размерами 100×40 м образовался непосредственно в зоне прохождения железнодорожных путей.



Рис. 1. Провал земной поверхности в г. Березники, произошедший в 2006 г. (фото 2008 г.)

В результате работа железнодорожной станции была прервана, выведены из строя кабельные магистрали сигнализации, централизации и связи, обрушены опоры контактной сети, под землю ушли три стрелочных перевода и один путь грузового парка.

2. Аварийные ситуации неоднократно возникали при строительстве тоннелей.

Проходка Северомуйского тоннеля Байкало-Амурской магистрали в сложной тектонической и гидрогеологической обстановке сопровождалась рядом прорывов подземных вод и выносом дезинтегрированных масс со скоростью до нескольких тысяч кубических метров в час.

3. Весьма значительный ущерб и высокая степень травматизма наблюдается при выполнении горных работ в условиях динамических проявлений горного давления — горных ударов, внезапных выбросов угля, пород и газа и техногенных землетрясений.

В табл. 1 приведены характеристики наиболее сильных динамических проявлений горного давления — техногенных землетрясений, произошедших на рудниках России за последние 26 лет.

Как следует из данных табл. 1, 17 августа 1999 г. в массиве рудника «Умбозеро» ОАО «Севредмет» произошло техногенное землетрясение, которое по энергетическим характеристикам и по последствиям в подземных выработках, является наиболее мощным из всех происходивших на российских рудниках.

Таблица 1

Характеристики наиболее сильных динамических проявлений горного давления на рудниках России за 1984–2010 гг.

| № п/п | Магнитуда землетрясения (MSK-64) | Балльность в эпицентре | Рудник, месторождение, | Дата сильнейшего толчка | Сейсмическая энергия, Дж | Последствия в руднике |
|-------|----------------------------------|------------------------|--|-------------------------|--------------------------|--|
| 1 | ~2,5 | | Шахта 15-15 бис, СУБР | 5.10.1984 | 10 ^{8,6} | Выброс 40 м ³ породы, нарушено 740 м выработок |
| 2 | 3,4–3,6 | 5–6 | Кировский р-к, ОАО «Апатит», Кольский п-ов | 16.04.1989 | 10 ^{10,5} | Разрушения крепи, поднятия и смещения рельсового пути, выбросы пород до 2 м ³ на 3-х гор., трещина 200 м по вертикали |
| 3 | ~3,5–4,0 | 5–6 | Шахта «Кургазакская», ЮУБР | 28.05.1990 | 10 ^{10,5} | Площадь разрушения выработок 450 тыс. м ² |
| 4 | 2,2–2,6 | – | Рудник «Умбозеро» ОАО «Севредмет», Ловозерское м-е Кольский п-ов | 3–9.11.1991 | 10 ⁹ | Разрушения в очистных выработках на площади 80 тыс. м ² |
| 5 | ~2,5 | | Рудник «Таштагол», Таштагальское м-е | 31.08.1992 | 10 ⁸ | Общая площадь разрушения выработок 420 м ² |
| 6 | | | Рудник «Блиново-Каменский», ЮУБР | 29.07.1994 | 10 ^{10,1} | Площадь разрушения выработок 300 тыс. м ² |
| 7 | 3,5–3,8 | 5–6 | СКРУ-2, Верхнекамское месторождение калийных солей | 5.01.1995 | 10 ^{10,1} | Обрушения кровли в выработанном пространстве 300 тыс. м ² , мульда на поверхности 650×850 м |
| 8 | 4,0–4,4 | 8 | Рудник «Умбозеро», Ловозерское м-е, Кольский п-ов | 17.08.1999 | 10 ^{11,8} | Площадь разрушенных выработок 650 тыс. м ² , трещина до поверхности длиной 0,5 км |

| № п/п | Магнитуда землетрясения (MSK-64) | Балльность в эпицентре | Рудник, месторождение, Та-штагалское м-е | Дата сильнейшего толчка | Сейсмическая энергия, Дж | Последствия в руднике |
|-------|----------------------------------|------------------------|---|-------------------------|--------------------------|--|
| 9 | | | Рудник «Таштагол», Та-штагалское м-е | 24.10.1999 | 10 ^{9,4} | Общая площадь разрушения выработок 1,5 тыс. м ² |
| 10 | 4,0–4,4 | | Рудник «Карнасурт» Ловозерское м-е, Кольский п-ов | 17.12.2002 | 10 ^{9,2} | Разрушение целиков и выработок площадью 20 тыс. м ² |
| 11 | | | Шахта 14-14 бис, СУБР. | 25.03.2004 | 10 ^{8,6} | Погибли 3 шахтёра, обрушение 145×61 м |
| 12 | 4,0–4,4 | | Рудник «Умбозеро», Ловозерское м-е, Кольский п-ов | 04.10.2004 | 10 ^{9,8} | Расширение трещины на 150 м |
| 13 | | | Шахта 15-15 бис, СУБР. | 13.02.2010 | 10 ^{9,1} | |
| 14 | | | Кировский р-к, ОАО «Апатит», Кольский п-ов | 21.10.2010 | 10 ^{9,7} | Незначительные повреждения крепи |

Эпицентр землетрясения находился непосредственно на территории шахтного поля, землетрясение было зарегистрировано многими сейсмостанциями мира: Аляска (США), АР-КЕСС (Норвегия), Шпицберген, Амдерма, Апатиты (Россия) и другими. Магнитуда землетрясения, по данным Кольского регионального сейсмологического центра РАН (г. Апатиты) и других сейсмостанций составила $M = 4,0-4,4$. Интенсивность колебаний в эпицентре достигала 8 баллов (по 12-бальной шкале), в ближайшем п. Ревда (12 км) — 5–6 баллов. Характерно, что перед землетрясением отмечалась форшоковая активность в этом районе, в течение 8,5 месяцев зафиксировано более 10 сейсмических событий с магнитудой от 1,5 до 2,7. После катастрофы сейсмическая активность в массиве рудника «Умбозеро» постепенно затухала в течение месяца.

Главный толчок произошел во время спуска смены. Люди были выведены на поверхность, жертв не было. После главного толчка и серии последующих толчков были разрушены горные выработки, перебиты энергетические коммуникации, вследствие чего прервалось энергоснабжение; рудник был выведен из строя и в настоящее время не работает.

4. При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом наиболее распространёнными негативными последствиями развития геомеханических (оползневых) процессов являются деформации и обрушения уступов, бортов и отвалов.

В табл. 2 приведены характеристики явлений потери устойчивости уступов и бортов карьеров на предприятиях Кольского полуострова.

Как следует из данных табл. 2, основные причины потери устойчивости уступов и бортов на карьерах Кольского полуострова — подрезка неблагоприятно ориентированных поверхностей структурных неоднородностей в массиве горных пород или расположение уступов в пределах ослабленных участков, сложенных дезинтегрированными породами. Причина оползня в Коашвинском карьере — подмыв подземными водами и увеличенный, по сравнению с проектным, угол откоса уступа,

Примеры потери устойчивости уступов и бортов карьеров на предприятиях Кольского полуострова

| Год | Место | Краткая характеристика открытых горных работ и массива | Тип потери устойчивости | Вероятная причина |
|-------------|---|--|---------------------------------------|---|
| 1993 | ОАО «Апатит» Центральный рудник, южный борт карьера | Уступ высотой 30 м с углом наклона 75° | Потеря устойчивости групповой уступов | Подрезка уступами неблагоприятно ориентированных поверхностей структурных неоднородностей |
| 1994 | ОАО «Ковдорский ГОК» Рудник «Железный», юго-восточный борт карьера | В зоне структурных нарушений — серии крупных трещин, падающих в сторону карьера под углом 43° | Потеря устойчивости уступа | Расположение уступа в зоне ослабленных пород |
| 1994 | ОАО «Олкон» | В зоне залегания сланцевогнейсового комплекса пород. Углы падения контактов пород 40–60°. Углы откосов 60° | Оползень | Подрезка уступами неблагоприятно ориентированных поверхностей структурных неоднородностей |
| Август 1999 | ОАО «Апатит» Восточный рудник, Коашвинский карьер | Уступ высотой 30 м с углом наклона 50° в пределах рыхлых моренных отложений | Оползень | Подмыв морены подземными водами |
| 2001 | ОАО «Ковдорский ГОК» Рудник «Железный», юго-восточный борт карьера | В зоне структурных нарушений — серии крупных трещин, падающих в сторону карьера под углом 43° | Потеря устойчивости уступа | Расположение уступа в зоне ослабленных пород |

а также динамические воздействия на массив пород технологических взрывов.

5. Всё чаще становятся неэффективными или вовсе неприемлемыми традиционные методы охраны объектов от вредных влияний горных работ в современных условиях (при высокой плотности застройки, больших глубинах разработки и др.). В то же время подработка зданий и сооружений без надёжных мер защиты приводит к их повреждениям, а иногда и к разрушениям, выходу из строя промышленных предприятий, жилых зданий и подземных коммуникаций. Особенно опасны последствия недостаточно обоснованной подработки природных, в частности, водных объектов. Очень часто нарушение естественного состояния даже незначительного по своим размерам водного объекта может весьма неблагоприятно отразиться на состоянии окружающей среды всего горно-промышленного района.

6. Влияние горных работ также часто вызывает изменение гидродинамического режима подземных и грунтовых вод, что может привести к деформированию поверхности и затоплению или заболачиванию отдельных территорий.

Такие явления наблюдались в районах шахт Челябинского бассейна, в Карагандинском бассейне был подтоплен посёлок Михайловка.

Все геомеханические проявления, как статические, так и динамические, можно рассматривать как *результат взаимодействия внешних природных и техногенных воздействий*, с одной стороны, и *реакции массива пород на эти воздействия*, с другой.

При таком подходе под природными и техногенными воздействиями следует понимать весь полный спектр воздействий на массив, включая все возможные внешние воздействия в течение всего периода «жизни» сооружений или предприятий, от строительства и эксплуатации до вывода из эксплуатации и его ликвидации.

По своему характеру природные и техногенные воздействия могут быть самыми разнообразными, как динамическими, импульсными, так и статическими, а также весьма длительного действия. Большей частью в реальных условиях все эти воздействия проявляются в самых разнообразных сочетаниях и

действуют одновременно. Конкретные значения природных воздействий определяются всем комплексом условий размещения объектов на конкретной территории (физико-географическими, климатическими, геологическими, тектоническими и др.), а техногенных воздействий — применяемыми системами разработки, общей технологией проведения горных работ, используемым оборудованием, порядком ведения работ и их организацией.

Если природные воздействия являются практически независимыми от деятельности людей, то техногенные воздействия могут изменяться по воле человека в весьма широких пределах.

При этом под техногенными (или технологическими) воздействиями на массив горных пород, его свойства и состояние следует понимать механическое, термическое, химическое и любое другое воздействие, сопутствующее ведению горных работ. Техногенные воздействия могут иметь непреднамеренный или преднамеренный характер.

К *непреднамеренным технологическим воздействиям* относятся такие, которые сопутствуют процессу строительства и эксплуатации выработок, в частности, разрушительное действие взрывных работ, влияние шахтной атмосферы, колебания температуры и пр.

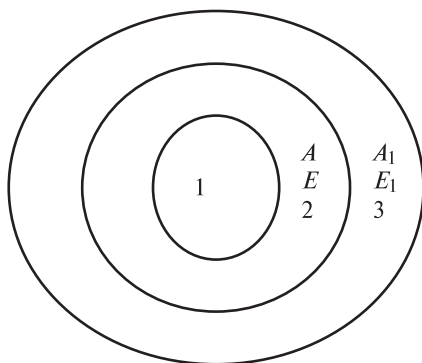
Преднамеренные (целенаправленные) технологические воздействия применяются для искусственного изменения физико-механических свойств породного массива и позволяют в известных пределах регулировать характер и интенсивность проявлений механических процессов. К ним относятся искусственное замораживание водоносных пород, цементация, тампонаж, химическое закрепление пород, возведение активных видов крепи и др.

Таким образом, технологию проведения горных работ можно рассматривать как особый фактор, активно влияющий на качественную и количественную сторону проявлений геомеханических процессов в породных массивах. Изменяя этот фактор можно управлять механическим состоянием массива пород.

В основу рассмотрения влияния технологических процессов на состояние массивов горных пород положена *концепция области технологического воздействия*.

Рис. 2. Схема формирования области технологического воздействия вокруг выработки:

1 — выработка; 2 — область технологического воздействия; 3 — нетронутый массив



При этом за область технологического воздействия принимается ограниченная часть породного массива, в пределах которой среднее значение некоторого признака A , характеризующего свойства и состояние пород, становится отличным от его значений A_1 в остальной части породного массива (рис. 2).

Важнейшей закономерностью любого технологического воздействия является то, что его интенсивность представляет некоторую функцию координат точки опробования.

Например, при проведении выработок буровзрывным способом наибольшая интенсивность технологического воздействия соответствует контуру образуемой выработки — степень трещиноватости здесь наивысшая; при проведении выработок с применением способа искусственного замораживания граница области замораживания расположена по контуру замораживающих колонок, где температура охлаждения пород наиболее низкая и т.д.

Теоретические и экспериментальные исследования свидетельствуют о том, что интенсивность технологического воздействия с удалением от источника уменьшается. Таким образом, в пределах области технологического воздействия представляется возможным выделение границы наибольшей интенсивности технологического воздействия и границы, на которой это воздействие практически отсутствует.

Интенсивность технологического воздействия определяет степень изменения свойств породного массива. Например, чем выше интенсивность трещиноватости горных пород, тем ниже значения характеристик их прочностных и деформационных свойств; более низкой температуре замораживания соответствует более высокая прочность водонасыщенных пород и т.д.

Следовательно, сформулированная выше особенность технологического воздействия является причиной того, что в пределах области воздействия формируется *технологическая неоднородность* свойств породного массива. Причем, в отличие от природной неоднородности, когда свойства массива во многих случаях вследствие широкой изменчивости можно полагать случайными функциями координат точки опробования, при технологических неоднородностях свойства пород становятся детерминированными функциями координат точки опробования.

С точки зрения механического состояния область технологического воздействия в зависимости от вида последнего может представлять собой *область упрочнения* (искусственное замораживание пород, химическое упрочнение, тампонаж), *разупрочнения* (буровзрывные работы) или *комбинацию* первого и второго (образование подземных выработок камуфлетными взрывами).

Наличие в породном массиве областей с деформационными свойствами, отличными от смежных областей, является в свою очередь, причиной формирования неоднородности поля напряжений и деформаций. В областях с пониженными значениями характеристик деформационных свойств (области разупрочнения) происходит снижение концентрации напряжений. При этом имеется в виду некоторая дополнительная концентрация (деконцентрация) напряжений по отношению к напряженному состоянию в окрестности выработки, расположенной в однородном массиве, характеризуемая коэффициентом дополнительной концентрации (деконцентрации) напряжений.

В зависимости от времени формирования технологических неоднородностей они могут играть активную или пассивную роль в формировании полей напряжений в массиве пород вокруг выработок.

Если искусственная неоднородность формируется *до образования* породного контура (искусственное замораживание пород, химическое упрочнение, тампонаж впереди забоя), она оказывает активное влияние на его механическое состояние. В этом случае искусственная неоднородность является формирующей напряженно-деформированное состояние породного массива.

Если же технологическая неоднородность формируется *после образования* породного контура выработки (последующее упрочнение пород, образование областей разрушения), то такая неоднородность является формирующейся под воздействием уже установившегося поля напряжений.

Анализ современных подходов к вопросам управления геомеханическими процессами в массивах пород и перспективные направления их решения

Природа геомеханических процессов, протекающих в массивах пород при разработке месторождений полезных ископаемых и подземном строительстве, достаточно давно изучается в нашей стране и за рубежом, и к настоящему времени получены существенные результаты, позволяющие говорить о принципиальных механизмах и параметрах геомеханических явлений, происходящих в массиве пород. Также накоплен огромный опыт проведения горных работ в самых разнообразных горно-геологических условиях. В результате полученных данных было разработано большое количество различных нормативных документов, как имеющих статус государственных документов, так и различного ведомственного уровня. Использование этих документов позволяет реально решать вопросы регулирования состояния массива пород.

Анализ накопленных данных и примеров успешного регулирования состояния массива пород при различных горно-технических ситуациях позволяет сформулировать *перспективные направления* решения проблемы управления геомеханическими процессами в массивах пород при разработке месторождений полезных ископаемых.

В частности:

I. В настоящее время в капитальных горных выработках применяются, как правило, крепи одного типа на всём их протяжении, независимо от изменяющихся по длине выработок горно-геологических условий. В результате на одних участках выработки крепь имеет излишнюю несущую способность, а на

других — недостаточную. При этом во многих случаях приходится затрачивать большие средства на ремонт и перекрепление выработок. Так годовой объём ремонта и перекрепления капитальных и подготовительных выработок на шахтах СНГ составляет до 35% от общей протяжённости.

Действующие в настоящее время нормативные документы по выбору конструкций крепей выработок, в частности, угольных шахт (СНиП-II—80 и др.) в принципе предусматривают дифференцированный подход к применению различных конструкций крепей для отдельных участков выработки, имеющих отклонения показателей прочностных свойств вмещающих пород более, чем на 20%. Однако на практике это положение реализуется крайне редко по двум причинам: во-первых — вследствие отсутствия точной информации о свойствах окружающего массива, а, следовательно, о характере геодинамических процессов в окружающем массиве, и, во-вторых, из-за трудности перехода от одного типа крепи к другому.

Отсюда перспективными направлениями в решении проблемы управления состоянием массива пород при проведении горных выработок являются:

- 1) совершенствование методов получения точной и полной информации о состоянии массива окружающих пород;
- 2) разработка видов и конструкций крепей, которые могут гибко приспособливаться к изменяющимся условиям.

По первому направлению выполняются интенсивные работы по углублённому исследованию закономерностей изменения напряжённого состояния, деформирования и разрушения массива пород при проведении выработок, а также по разработке и применению комплексных подходов к оценке состояния массива пород вокруг выработок непосредственно в натуральных условиях, главным образом, на основе современных геофизических методов, например, сейсмической томографии.

Примером решения проблемы по второму направлению является использование комплексных крепей — анкерных (штанговых) крепей в сочетании с набрызг-бетонным покрытием, которые находят всё большее применение в самых

разнообразных горно-геологических условиях. Особенностью указанных видов крепи является изменение их параметров в весьма широких пределах, без какого либо коренного изменения технологии возведения.

II. Решение вопросов управления состоянием массива пород весьма актуально при разработке методов охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок. Обобщение результатов исследования процессов сдвижения пород, а также практического опыта подработки различных сооружений обеспечили условия для разработки единого документа — «Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях», которые были утверждены 1979 году. При этом основными способами защиты объектов от вредного влияния горных разработок принималось оставление предохранительных целиков различного назначения.

Однако в современных условиях оснащения добычных участков мощной высокопроизводительной техникой, становилось всё более очевидным, что эти методы теряют свою эффективность. Это вызвано тем, что монтажные и демонтажные операции тяжёлого шахтного оборудования в стеснённых подземных условиях, связанные с переходом очистных забоев через целики, требуют больших затрат, надолго нарушают ритм работы горнодобывающего предприятия и всегда ведут к резкому повышению себестоимости добытого сырья. Кроме того, потери в целиках, даже временные, при увеличении глубин разработки становятся весьма значительными.

Вследствие этого с конца 1970—1980-х годов всё большая роль стала отводиться подходам, в основе которых лежали:

- 1) методы проведения горных работ, обеспечивающих минимизацию деформаций массива и поверхности;
- 2) методы приспособления зданий и сооружений на подрабатываемых территориях к выдерживанию некоторых, ограниченных по величине деформаций.

В результате, по первому направлению весьма перспективны системы с закладкой (в частности, применение твердеющей

закладки) выработанного пространства, обеспечивающие минимальные деформации окружающего массива пород. Однако этот метод является дорогим, его применение ограничивается условиями выемки только весьма ценных полезных ископаемых.

В определённой степени альтернативными методами решения вопросов снижения деформаций подрабатываемого массива пород являются попытки непосредственного воздействия на геомеханические процессы, происходящие в толще пород под влиянием горных работ. Наиболее перспективными из них оказались методы, основанные на взаимной компенсации деформаций разных знаков, получивших название *гармонической отработки пластов*.

Однако для их применения потребовались углублённые знания о закономерностях развития деформационных процессов в массиве пород, окружающих очистные выработки, не только в пространстве, но и во времени.

По второму направлению были разработаны методы усиления конструкций зданий или, наоборот, придания им необходимой гибкости и податливости.

III. В результате исследований геомеханических процессов при открытой разработке месторождений установлено, что устойчивость бортов карьеров и отвалов определяется различными природными и горно-техническими факторами. Среди природных факторов выделены и детально исследованы геологические, гидрогеологические и климатические факторы.

На основе результатов этих исследований разработана и в 1971 году утверждена Госгортехнадзором СССР «Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости», а в 1972 г. изданы «Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров (ВНИМИ; составители: Г.Л. Фисенко, В.Т. Сапожников, А.М. Мочалов, В.И. Пушкарев, Ю.С. Козлов. — Л.: Изд. ВНИМИ, 1972. — 165 с.), где изложены рекомендуемые методы и порядок расчёта устойчивости бортов карьеров.

Изложенные методы оценки устойчивости откосов уступов и бортов карьеров были разработаны в основном для относительно неглубоких карьеров в условиях массивов, представленных рыхлыми или непрочными осадочными породами.

В массивах скальных пород вследствие иерархично — блочного строения и естественного напряжённого состояния, обусловленного в большинстве случаев действием гравитационно-тектонических полей напряжений, развитие геомеханических процессов и потеря устойчивости пород имеет свои особенности. Имеются многочисленные примеры, когда в скальных массивах устойчивость откосов высотой в десятки и сотни метров сохраняется в течение многих лет даже при крутых, вплоть до вертикальных, углах откосов.

Это говорит о том, что принимаемые в настоящее время технические решения, соответствующие действующим нормативным документам, не являются адекватными конкретным горно-геологическим условиям.

Кроме того, для карьеров также как и для подземных горных выработок, проектами обычно предусматривается одна конструкция бортов (один угол наклона борта, одна высота и один угол наклона уступа) для всего карьера, несмотря на резкие различия горно-геологических условий отдельных участков массива.

Исходя из изложенного, перспективными направлениями при управлении геомеханическими процессами при открытых разработках являются переход на оптимальные конструкции уступов и бортов (высоты уступов, углы наклона отдельных уступов и борта в целом), параметры которых будут обоснованно увязаны с параметрами состояния приконтурного массива.

На практике при разработке месторождений полезных ископаемых в настоящее время применяют следующие основные способы управления состоянием массива горных пород:

1. *Крепление выработок и выработанного пространства.* Применяют для капитальных и подготовительных горных выработок. Для очистных выработок применяют в случае, когда полезное ископаемое и вмещающие породы неустойчивы и требуют под-

держания. В качестве крепи используют деревянные стойки и костры; каменную бутовую и кирпичную кладку; монолитный бетон и бетонные полосы; столбы, металлические конструкции и стойки; механизированную ограждающую крепь, анкерную крепь и набрызг-бетон и др. Назначение крепи заключается в снижении деформаций и предотвращении разрушений (отслоений, вывалов, трещинообразования) обнажённых пород призабойного пространства в течение определённого времени, необходимого для производства работ.

2. *Поддержание выработанных пространств целиками.* Этот способ заключается в обеспечении устойчивого равновесия массива подработанных пород и предотвращении обрушения земной поверхности. Месторождения в этом случае обрабатывают системами с открытым очистным пространством, сущность которых заключается в выемке камер и оставлении прочных целиков между ними.

Рассматриваемый способ управления состоянием массива горных пород применяют, когда полезное ископаемое и породы обладают высокой устойчивостью при сравнительно невысокой ценности полезного ископаемого, а также при необходимости сохранения земной поверхности (при наличии водоёмов, гражданской или промышленной застройки, железных дорог и других подлежащих охране объектов). При отработке высокоценных руд целики могут заменяться надёжными искусственными опорами (бетонными, каменными).

3. *Поддержание выработанного пространства временно оставляемой (магазинированной) отбитой рудой.* При этом способе, применяемом для отработки маломощных крутопадающих (жильных) месторождений, в процессе отработки блоков 60–70% отбитой руды временно оставляют в выработанном пространстве для поддержания обнажений висячего и лежачего боков, склонных к частичным вывалам и обрушениям. В целом, руды и породы должны быть достаточно устойчивыми, чтобы в очистном забое кровля и бока не обрушались и чрезмерно не разубоживали полезное ископаемое.

4. *Закладка выработанного пространства.* В неустойчивых, склонных к обрушению породах после выемки (или одновре-

менно с выемкой) полезного ископаемого для предотвращения опасных деформаций выработанное пространство заполняют закладочным материалом. В качестве закладочных материалов используют дроблёные пустые породы, песок, гравий, шлаки металлургических заводов и электростанций, хвосты обогатительных фабрик. Наиболее надёжным средством поддержания являются твердеющие (бетонные) смеси при условии полного подпора кровли выработанного пространства закладочным материалом и своевременного выполнения работ по закладке.

5. *Управление состоянием массива посредством обрушения пород.* Сущность этого способа заключается в последовательном обрушении налегающей толщи пород вслед за продвижением очистных работ. В связи с тем, что по мере выемки полезного ископаемого и подработки вышележащих пород увеличивается опорное давление на прилегающий массив и возрастает опасность недопустимого деформирования (даже раздавливания) пород необходимо периодически снижать величину опасных напряжений путём обрушения подработанной толщи пород.

Обрушение может быть *частичным* (обрушается только нижняя пачка пород — непосредственная кровля или часть вышележащей толщи пород) или *полным* (в процесс обрушения вовлекается вся толщина пород до земной поверхности). Вполне очевидно, что во втором случае происходит основная разгрузка прилегающего массива горных пород.

Способ управления состоянием массива самообрушением пород, под действием собственного веса, применяют в случае слабых неустойчивых и трещиноватых пород при полезном ископаемом различной прочности. Если же вмещающие породы достаточно устойчивы, то подработанные породы обрушают принудительно, путём взрывания скважин, либо сосредоточенных (минных) зарядов. К принудительному обрушению пород часто прибегают в начальный период очистной выемки, для ликвидации завесаний подрабатываемых пород. С развитием фронта очистных работ и увеличением площадей подработки создаются обычно более благоприятные условия самообрушения пород с определённым шагом.

Перечисленные способы управления геомеханическими процессами в массивах пород в каждом конкретном случае выбирают с учётом вероятности динамических и газодинамических проявлений горного давления.

Кроме того, весьма специфические вопросы управления геомеханическими процессами возникают при подработке водных объектов, комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых, а также при необходимости выбора методов минимизации вредного воздействия горных работ на сооружения и земную поверхность.

ПРИРОДНЫЕ ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Основными природными факторами, определяющими состояние массива горных пород, как среды, в которой развиваются геомеханические процессы, являются:

- свойства горных пород, слагающих массив;
- структурные особенности массивов пород;
- естественное напряженное состояние массивов пород.

1.1. ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Применительно к кругу задач, решаемых в геомеханике, породы классифицируют *по характеру связей между их частицами*. По этому признаку выделяется несколько классов пород.

1. **Твёрдые**, в которых слагающие их минеральные частицы связаны между собой жестко, что обеспечивает сохранение их формы. К ним относятся магматические, метаморфические и осадочные сцементированные породы.

В этом классе выделяют скальные и полускальные породы, исходя из их прочностных свойств.

К скальным относятся крепкие породы с пределом прочности при одноосном сжатии более 5 МПа. При насыщении водой силы сцепления у таких пород не исчезают. Примерами скальных пород могут служить граниты, диабазы, базальты, сиениты, гнейсы, крепкие песчаники и известняки и др.

К полускальным относят сцементированные породы, у которых при насыщении водой силы сцепления, как правило, значительно снижаются, либо даже полностью исчезают. Примерами таких пород являются слабо сцементированные песча-

ники, слабые известняки, доломиты, мергели, песчанистые и глинистые сланцы, аргиллиты, алевролиты и др.

II. **Связные** или **пластичные**. В породах этого класса минеральные частицы связаны преимущественно через тонкие пленки воды, обволакивающие частицы. 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.

При насыщении водой породы этого класса иногда приобретают способность перемещаться вместе с насыщающей их водой. Примерами таких пород являются насыщенные водой пески (пльвуны), насыщенные водой глины или суглинки.

Наибольший объем всех горных работ приходится на твердые породы, поэтому их изучению в геомеханике придаётся весьма важное значение.

Свойства пород зависят от их состава и строения. При этом число физических свойств горных пород, проявляющихся в их взаимодействии с другими объектами и явлениями материального мира, может быть сколь угодно велико.

В качестве основного признака классификации физических свойств пород наиболее целесообразно принять *внешние поля или воздействия, во взаимодействии с которыми проявляются те или иные свойства*. На основе этого признака выделяются следующие классы физических свойств горных пород: плотностные, механические, горно-технологические, тепловые, электромагнитные, радиационные.

Для решения задач геомеханики необходимы, в первую очередь, плотностные, механические и горно-технологические свойства, но вместе с тем могут представлять интерес и другие свойства, показатели которых могут быть использованы для оценки геомеханического состояния пород и массивов.

Плотностные свойства горных пород проявляются в результате действия гравитационного поля Земли и, в свою очередь, подразделяются на группы гравитационных и структурных свойств.

К группе гравитационных свойств относят удельный γ_0 и объемный γ вес пород, их удельную массу ρ_0 и плотность (объемную массу) ρ .

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

Пористость горных пород представляет собой группу структурных свойств, она обычно характеризуется процентным содержанием объёмов пустот в общем объёме рассматриваемой породы.

Пористость горных пород изменяется в широких пределах — от долей процента для высокопрочных скальных пород до 90% и более для эффузивных пород.

Механические свойства характеризуют поведение горных пород в различных механических силовых полях. Их подразделяют на ряд групп:

деформационные, характеризующие деформируемость пород под нагрузками;

прочностные, характеризующие предельное сопротивление пород различного рода нагрузкам;

акустические, характеризующие условия передачи породами упругих колебаний;

реологические, характеризующие деформирование пород во времени при заданных условиях нагружения.

Для изучения *деформационных свойств* и определения деформационных характеристик горных пород обычно по результатам испытаний строят кривую деформирования в координатных осях «нормальные напряжения σ — линейные деформации ϵ ». На рис. 1.1 представлен вид типичной полной диаграммы деформирования твёрдых пород вне зависимости от вида нагружения и фиксируемых деформаций.

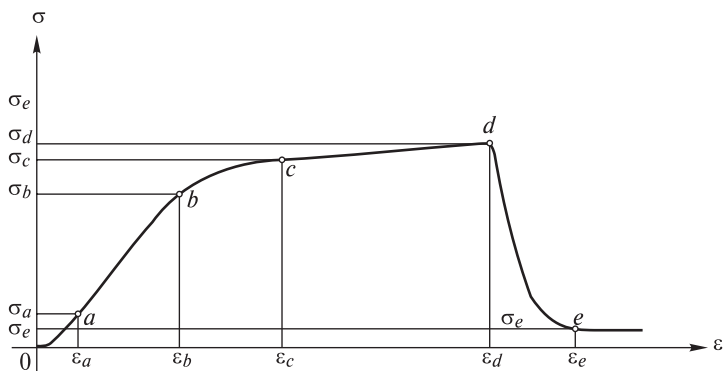


Рис. 1.1. Типичная полная диаграмма деформирования твёрдых горных пород

На диаграмме выделяются участки *допредельного* (от нуля до точки *d*, т.е. до предела прочности) и *запредельного* (от *d* до *e*) деформирования.

При этом участки *ав*, *вс*, *cd* представляют соответственно участки идеально (линейно) упругого, упругого (нелинейного) и пластического деформирования. Вообще упругие свойства каких-либо сред и, в частности, горных пород характеризуются модулем упругости E (в частности, при одноосном напряженном состоянии для участка идеальной упругости модулем Юнга), модулем сдвига G , модулем объемной упругости K и коэффициентом поперечных деформаций ν (коэффициентом Пуассона для участка идеальной упругости).

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:

$$E = \sigma_n / \epsilon_l. \quad (1.1)$$

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

$$G = \tau / \gamma. \quad (1.2)$$

Относительный сдвиг γ именуется иногда угловой деформацией, он характеризует изменение формы деформируемого тела.

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

$$K = \sigma_v / \Delta V / V, \quad (1.3)$$

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

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

$$\nu = \frac{\Delta d/d}{\Delta l/l}. \quad (1.4)$$

Перечисленные характеристики упругих свойств пород функционально связаны между собой. Зная две из этих характеристик, можно расчетным путем определить значения двух других. Обычно экспериментально определяют характеристики E и ν .

Модули упругости различных пород изменяются в пределах $(1 \div 3) 10^4 - (1 \div 3) 10^6$ кгс/см². Наиболее низкие модули упругости имеют пористые туфы, слабые глинистые сланцы, галит, гнейсы, филлиты. Наиболее высокие модули упругости наблюдаются у 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).

Интервал cd на диаграмме представляет участок пластического (необратимого) деформирования. Для его характеристики применяют показатель — *модуль деформации*, представляющий собой отношение приращений напряжений к соответствующему приращению вызываемых ими деформаций.

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 чисто упругой деформации, т.е. до предела упругости:

$$\Pi = E_{\text{п}} / E_{\text{у}}, \quad (1.5)$$

где $E_{\text{п}}$ — полная деформация, соответствующая моменту разрушения материала; $E_{\text{у}}$ — упругая деформация.

Альтернативным показателем по отношению к коэффициенту пластичности является *коэффициент хрупкости*, отражающий способность многих горных пород разрушаться без проявления необратимых (остаточных) деформаций. Он может быть приближенно охарактеризован соотношением

$$K_{\text{хр}} = W_{\text{у}} / W_{\text{р}}, \quad (1.6)$$

где $W_{\text{у}}$ — работа, затраченная на деформирование породы до предела упругости; $W_{\text{р}}$ — общая работа на разрушение.

Точка d на диаграмме соответствует пределу прочности пород, т.е. величине напряжения, при котором наступает разрушение материала. Вообще говоря, *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.

Наиболее широко определяемая характеристика прочности пород — предел прочности при одноосном сжатии $[\sigma_{\text{сж}}]$. Её наивысшие значения для горных пород достигают 500 МПа (наиболее прочные базальты, кварциты), минимальные значения измеряются единицами мегапаскалей (мергель, гипс, каменная соль в водонасыщенном состоянии). Обычно прочность пород при сжатии тем выше, чем выше их плотность.

Прочность при растяжении $[\sigma_{\text{р}}]$ горных пород значительно ниже их прочности при сжатии. 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 1/5–1/80, чаще же всего в пределах 1/15–1/40. Верхний предел 1/5 соответствует глинистым породам, нижний — наиболее хрупким породам (гранитам, песчаникам и др.).

Прочность при срезе (сдвиге) может быть охарактеризована двумя функционально связанными параметрами: сцеплением и углом внутреннего трения породы. Эту функциональную связь выражают уравнением Кулона–Мора:

$$\tau_n = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + [\tau_0], \quad (1.7)$$

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

Сцепление $[\tau_0]$ характеризует предельное сопротивление срезу по площадке, где нормальное давление равно нулю. *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:

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{d\tau_n}{d\sigma_n}. \quad (1.8)$$

Значение сцепления горных пород меняется в пределах от десятых долей (глины, мергели, слабо сцементированные 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 и до 35–60° для прочных массивно-кристаллических и метаморфических пород (граниты, сиениты, кварциты и др.).

Запредельный участок деформирования *de* характеризуется *модулем спада M*, определяемым как

$$M = d\sigma/d\varepsilon. \quad (1.9)$$

Отношение модуля спада M к модулю деформации E характеризует склонность горных пород к хрупкому разрушению $\xi = M/E$, которая увеличивается с ростом ξ .

Точка e соответствует значению остаточной прочности материала. Остаточная прочность горных пород $[\sigma_{сж}]_{ост}$ изменяется обычно в интервале 3–20% от предела прочности при одноосном сжатии $[\sigma_{сж}]$.

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

Скорости распространения упругих волн определяются плотностью, характеризующей смещаемую массу, и показателями упругости среды, связывающими возвращающие силы со смещениями колеблющихся частиц. Произведение плотности породы на скорость соответствующей волны называют *акустическим сопротивлением* или *акустической жесткостью*.

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

Наиболее широко применяемой характеристикой в геомеханике является скорость продольных упругих волн. Ее значения 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).

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 также как и пластические деформации, являются необратимыми, остаточными. Но если пластичность пород характеризует их поведение при напряжениях, превышающих предел упругости, то ползучесть, представляющая собой медленное нарастание необратимых деформаций, проявляется

и при напряжениях, меньших предела упругости, но при достаточно длительном воздействии нагрузок.

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.

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 $\sigma_\infty = (0,7-0,8)[\sigma_{сж}]$, $E_\infty = (0,65-0,95)E$.

Для решения вопросов геомеханики представляют большой интерес **горно-технологические свойства**, которые являются откликом массива пород на технологические воздействия и потому отражают не только свойства, но и состояние пород.

Число характеристик здесь может быть сколь угодно велико (коэффициент крепости, коэффициент разрыхления, коэффициент трения, угол естественного откоса, гранулометрический состав, показатель дробиности, показатель взрываемости и др.).

Наиболее широкое применение в геомеханике находит комплексный показатель свойств пород — *коэффициент крепости $f_{кр}$* , введенный проф. М.М. Протодяконовым для характеристики сопротивляемости пород механическим воздействиям. При этом им 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 пльвучие породы ($f_{кр} = 0,3$). Таким образом, пределы изменения коэффициента крепости — от 0,3 до 20.

Другой, также общеупотребительной, характеристикой горно-технологических свойств горных пород является *коэффициент разрыхления* K_p , представляющий собой отношение объема V_p породы после ее разрыхления к первоначальному объему V_m до разрыхления.

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

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

Одной из существенных характеристик разрыхленных горных пород является также *коэффициент трения* f_o , который характеризует условие перемещения отдельных блоков пород друг относительно друга, после того как нарушается сплошность массива. Значения коэффициентов трения для горных пород колеблются в 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.

1.2. СТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

Для любых массивов пород характерно блочное строение, обусловленное широким развитием различных структурных неоднородностей, представленных контактами слоёв пород, геологическими нарушениями, разломами, трещиноватостью, контактами отдельных минеральных зёрен. Разработаны различные классификации структурных неоднородностей, но во

всех в качестве классификационного признака принят размер структурного блока. Одна из наиболее удачных классификаций предложена докт. физ.-мат. наук М.В. Рацем, который выделил несколько различных порядков структурных неоднородностей.

К *неоднородностям нулевого порядка* М.В. Рац отнёс 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.

Относительно меньшие 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.

Детальный анализ развития трещиноватости массивов горных пород различных месторождений показывает, что по линейным размерам трещин и величинам сцепления пород на их контактах выделяются три группы трещиноватости: *крупноблоковая*, *мелкоблоковая* и *микротрещиноватость*. Последняя группа принадлежит к неоднородностям следующих, более высоких (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 образуют структурные блоки с сантиметровыми размерами.

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

Наконец, поскольку горные породы в большинстве своём представляют многокомпонентные поликристаллические агрегаты, выделяют *четвертый порядок неоднородностей*, связанный со структурными нарушениями межкристаллических областей, а также с дефектами структуры в решетках породообразующих минералов. Размеры структурных элементов в этом случае колеблются от долей миллиметра до нескольких сантиметров.

Всё изложенное позволяет говорить об общих закономерностях структуры, характерных для верхней мантии и земной коры, и проявляющихся в *едином иерархически — блочном строении*, которое можно проследить от планетарных структур типа континентов до микроструктур на уровне кристаллов и отдельных минеральных зёрен. Это чрезвычайно важное положение позволяет с единых позиций рассматривать вопросы поведения и состояния различных объёмов массивов горных пород.

При этом необходимо подчеркнуть, что у всех выделяемых порядков структурных неоднородностей в пределах, по крайней мере, одного массива горных пород, как правило, наблюдается довольно четкое соответствие в пространственной ориентации. Кроме того, экспериментальные исследования показывают, 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.

Влияние структурных неоднородностей различных порядков на деформирование и разрушение каких-либо конкретных объектов далеко не равнозначно, отсюда вытекает главная особенность моделей иерархично — блочных сред — *в зависимости от соотношения размеров структурных блоков и рассматриваемых объектов проявлять как свойства сплошной, так и свойства дискретной (блочной) среды*.

Например, неоднородности нулевого и первого порядков на устойчивость горных выработок практически не влияют, поскольку размеры структурных блоков, образуемых неоднородностями этих порядков, во много раз превосходят размеры выработок и выработанных пространств, но их необходимо учитывать при рассмотрении деформирования земной по-

верхности в масштабах всего горного отвода предприятия. Неоднородности второго порядка, в частности, естественная трещиноватость, оказывают на устойчивость выработок весьма существенное влияние, обуславливая вывалы пород из стенок и кровли выработок.

Отмеченная особенность иерархично-блочных сред приводит к необходимости при рассмотрении любых задач геомеханики, прежде всего, определять, какие виды структурных неоднородностей конкретного массива пород и в какой степени будут влиять на состояние рассматриваемых объектов. Другими словами, должен быть выявлен вид так называемой *эффективной структурной неоднородности*.

Все структурные неоднородности, которые меньше эффективной структурной неоднородности представляют собой ультранеоднородности. Они не препятствуют рассмотрению пород как сплошной среды и оказывают лишь интегральное влияние на её характеристики.

Объём элементов ультранеоднородностей $W_{\text{ун}}$ на 2–3 порядка меньше области воздействия $W_{\text{в}}$, т.е. $W_{\text{ун}} \leq 0,01-0,001 W_{\text{в}}$.

Таким образом, фактически, определяются границы применения и параметры модели сплошной среды для компонента «структурный блок».

Сама эффективная структурная неоднородность обуславливает статистическое распределение любых характеристик и свойств пород массива. Соотношение её размеров с размерами области воздействия составляет $W_{\text{эф}} = 0,01-0,1 W_{\text{в}}$.

Наконец, все структурные неоднородности, размеры которых соизмеримы или превышают размеры эффективной структурной неоднородности вызывают закономерную изменчивость свойств пород и должны специально учитываться в расчётах, они выступают как макронеоднородности по отношению к области воздействия и объёмы этих элементов неоднородности $W_{\text{мн}} \geq 0,1-1 W_{\text{в}}$.

Реально выделение эффективных структурных неоднородностей может быть проведено с использованием диаграммы структурной неоднородности, конкретизированной для реальных горных объектов применительно к условиям массивов скальных пород (рис. 1.2).

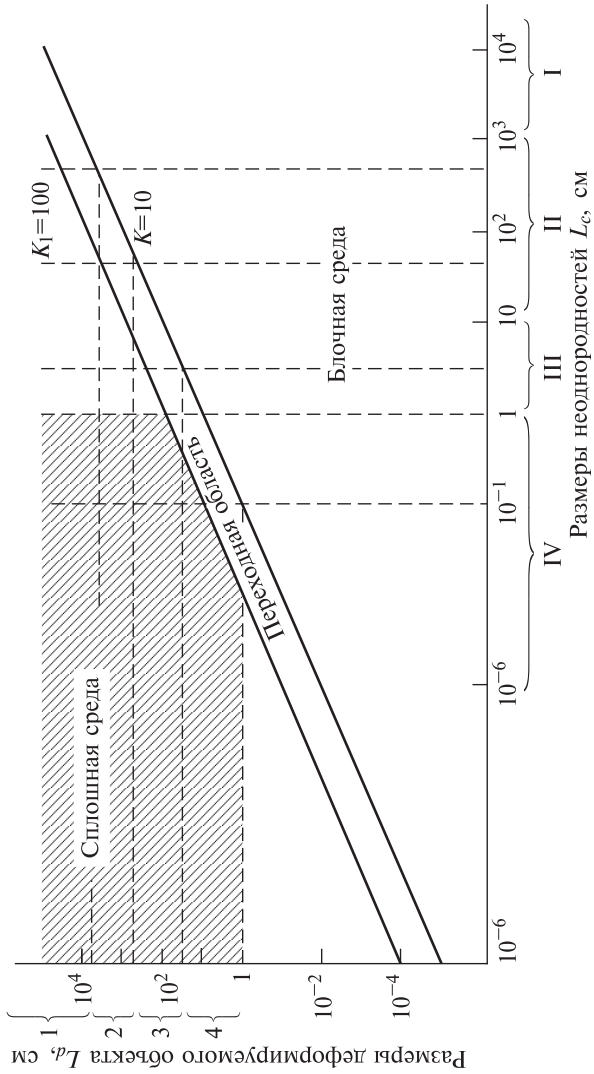


Рис. 1.2. Диаграмма структурной неоднородности горных пород:

I-IV — порядки структурных неоднородностей; деформируемые объекты: 1 — дневная поверхность; 2 — очистные выработки и выработанные пространства; 3 — капитальные и подготовительные выработки, целики; 4 — буровые скважины. Заштрихована область упругого деформирования в массивах скальных пород

Обычно области, отвечающие сплошной (однородной) и блочной (неоднородной) структурам, условно разделяются прямой $L_d/L_c = 10$, т.е. если размеры деформируемого объекта превышают величину элемента неоднородности в 10 раз, среда может быть принята практически однородной. По данным исследований на моделях среда может быть принята однородной лишь при соотношении указанных величин $L_d/L_c = 20-40$. Поскольку этот вопрос ещё требует уточнения, пока целесообразно выделить на диаграмме некоторую переходную область, где массив с известным приближением можно принимать за однородную или неоднородную среду в зависимости от необходимой точности решения конкретных задач. Верхней границей этой области условно можно считать прямую $L_d/L_c = 100$.

В качестве примера рассмотрим вопрос оценки устойчивости буровых скважин, диаметры поперечных сечений которых составляют первые десятки сантиметров. Здесь в качестве эффективной структурной неоднородности следует принять структурные неоднородности, характерные размеры которых не превышают единиц сантиметров (т.е. в 10 раз меньше диаметра). Для условий скальных массивов это обычно структурные неоднородности четвёртого, реже третьего порядков. Следовательно, свойства пород массива конкретно для задач оценки устойчивости скважин можно определять на объёмах, представительных именно с точки зрения этих видов неоднородностей.

Подобным же образом необходимо выделять эффективные структурные неоднородности и при рассмотрении других конкретных задач геомеханики.

1.3. ЕСТЕСТВЕННОЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВОВ ПОРОД

Породные массивы как объекты исследования в геомеханике имеют существенную особенность по сравнению с объектами, рассматриваемыми в механике вообще или в механике твёрдых деформируемых тел, в частности. До производства работ, т.е. ещё в своём изначальном состоянии они уже находятся в на-

пряжённом состоянии, которое обычно называют *естественным* или *начальным напряжённым состоянием*.

По современным представлениям напряженное состояние массивов горных пород в общем случае определяется действием двух независимых силовых полей. Одно из них — *гравитационное поле* — в соответствии с законом всемирного тяготения Ньютона, другое — *тектоническое поле* — обусловлено неравномерным распределением в пространстве скоростей тектонических движений и деформаций отдельных блоков земной коры.

Гравитационное поле действует повсеместно и согласно закону всемирного тяготения 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 незначительны, и во многих практических расчетах геомеханики можно принимать $g = 981 \text{ см/с}^2 \approx 1000 \text{ см/с}^2$.

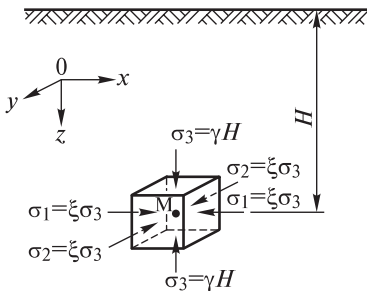
Максимальное главное напряжение гравитационного поля σ_3 всегда определяется весом пород вышележащей толщи, действует в вертикальной плоскости (рис. 1.3):

$$\sigma_3 = \Sigma \gamma H, \quad (1.10)$$

где γ — объемный вес; H — глубина рассматриваемой точки от земной поверхности.

Горизонтальные сжимающие напряжения σ_1 и σ_2 , численно равны

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \xi \gamma H. \quad (1.11)$$



Здесь коэффициент ξ называется *коэффициентом бокового давления* или *коэффициентом бокового отпора*, он показывает, какую часть вертикальной нагрузки, действующей в рассматриваемой

Рис. 1.3. Схема к расчету гравитационных напряжений в массиве пород

точке массива, составляют силы или напряжения, действующие в горизонтальной плоскости. В случае предположения упругого деформирования пород

$$\xi = \frac{\nu}{1 - \nu}, \quad (1.12)$$

где ν — коэффициент поперечных деформаций.

Следует отметить, что в соответствии с физическим смыслом коэффициента поперечных деформаций ν , его значения не могут превышать 0,5, поэтому и значения коэффициента бокового давления ξ при гравитационном поле не могут быть больше 1. В противном случае среда теряет сплошность.

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 или наличии пустот в недрах. Отклонения эти обычно не превышают нескольких градусов, в редких случаях достигая 10–15°.

Предельные значения $\nu = 0,5$ и $\xi = 1$ выражают, как это следует из формулы (1.11), условие *гидростатического* распределения напряжений в массиве, когда

$$\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3. \quad (1.13)$$

Гидростатическое напряженное состояние является частным случаем естественного 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-видимо-

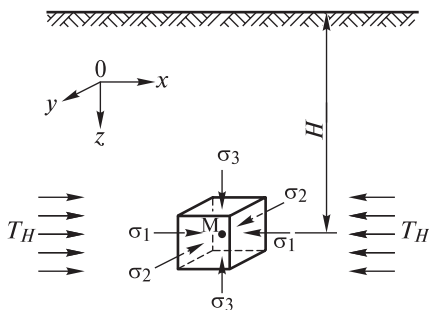


Рис. 1.4. Схема к расчету параметров поля напряжений при действии горизонтальных тектонических сил

му, десятками километров, т.е. значительно больше глубин, реально достижимых к настоящему времени при горных разработках.

Тектоническое силовое поле отличается от гравитационного значительно большей сложностью и неоднородностью.

Рассматривая напряженное состояние элементарного объема массива в поле гравитационно-тектонических сил (рис. 1.4), можно предполагать, что одно из главных нормальных горизонтальных напряжений численно равно:

$$\sigma_1 = T_H, \quad (1.14)$$

где T_H — главное горизонтальное тектоническое напряжение в рассматриваемом массиве.

Тогда для напряжений σ_3 и σ_2 будут справедливы следующие соотношения:

$$\sigma_3 = \gamma H + \chi T_H; \quad \sigma_2 = \xi \gamma H + \psi T_H, \quad (1.15)$$

где χ , ψ — коэффициенты бокового отпора, обусловленные действием тектонических напряжений T_H соответственно в вертикальном и горизонтальном направлениях.

Характерными признаками тектонически-напряжённых массивов являются специфические проявления горного давления в подземных выработках, дискование кернa и азимутальные искривления стволов буровых скважин, а также аномально высокие величины компонентов поля напряжений по одному из горизонтальных (или близких к нему) направлений.

**ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ,
ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ХАРАКТЕР
И ПАРАМЕТРЫ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ
ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Под влиянием горных работ нарушается естественное состояние массива пород, при этом изменение происходит во всех его природных составляющих.

Степень изменения природного состояния массивов пород определяется *техническими факторами*, т.е. технологическими параметрами горных работ, в частности, размерами и формами сечений горных выработок, расстояниями между выработками (или размеры целиков), методами образования выработок и выработанных пространств, способами обеспечения устойчивости обнажений горных пород, порядком отработки отдельных участков месторождений и др.

При этом основные составляющие, определяющие природное состояние массивов пород — свойства слагающих пород, структурные неоднородности и естественное напряжённое состояние — под воздействием технических факторов изменяются в различной степени.

В частности, изменения свойств пород или полезного ископаемого в процессах ведения горных работ заметны в достаточно редких случаях, в частности, при разработке каких-либо специфических полезных ископаемых — углей, солей, слюд и некоторых других. Изменения структурных неоднородностей проявляются в виде снижения деформационно-прочностных характеристик по контактам разломов, геологических нарушений и других ослабленных зон с вмещающими породами, в раскрытии естественных трещин, в образовании новых (техногенных) трещин.

В максимальной степени при проведении выработок изменяется естественное напряжённое состояние массива пород. Вокруг выработок и выработанных пространств формируются новые техногенные поля напряжений и деформаций, возникают зоны концентраций напряжений, образуются зоны упругих, пластических и вязких деформаций, а также области разрушений.

В настоящее время основные закономерности изменения естественных полей напряжений и проявлений геомеханических процессов при проведении горных выработок изучены на основании обобщения многочисленных натуральных наблюдений, данных физического и математического моделирования, аналитических решений. При этом, поскольку параметры техногенных полей напряжений и деформаций определяются огромным числом сочетаний различных природных и технических факторов, рассматривать все конкретные горно-технические ситуации практически невозможно. Вследствие этого в геомеханике выделяют некоторые типовые задачи, решения которых могут быть применены при рассмотрении большого числа конкретных горно-технических ситуаций.

2.1. ПРОЯВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ОДИНОЧНЫХ ПРОТЯЖЁННЫХ ВЫРАБОТКАХ

Одной из упомянутых типовых задач геомеханики является рассмотрение проявлений геомеханических процессов и определение напряжённо-деформированного состояния пород вокруг одиночных протяжённых выработок. Эти вопросы имеют непосредственное отношение к проведению и поддержанию капитальных горных выработок, в частности, выработок вскрытия — вертикальных и наклонных стволов, штолен, квершлагов, а также основных выработок различных подземных сооружений — железнодорожных и автомобильных тоннелей, водоводов, выработок для размещения коммуникаций и др.

При этом особенностями одиночных протяжённых выработок является специфическая их форма, в частности, многократное превышение одного из размеров (длины) двух других — высоты и ширины, а также отсутствие влияния каких-либо соседних выработок на всём их протяжении.

В разнообразных горно-геологических условиях, в зависимости от свойств пород окружающего массива, геомеханические процессы, т.е. процессы деформирования и разрушения пород в стенках, кровле и почве выработок имеют характерные признаки и их проявления соответственно классифицируются, как различные *типы проявлений горного давления*.

Так, сразу же после образования очередного участка выработки в результате взрывания комплекта шпуров или механического разрушения, породы вокруг выработки, практически, всегда мгновенно упруго деформируются. В некоторых случаях, процессы деформирования исчерпываются упругим деформированием пород, подобный тип проявлений горного давления — *упругое деформирование* — характерен для горных выработок в условиях высокопрочных малонарушенных массивов пород при невысокой степени их напряжённости.

Упругое деформирование пород в выработках иногда может завершаться интенсивным хрупким разрушением пород с выделением значительного количества энергии. Подобные проявления горного давления называются *динамическими*, к ним относятся горные удары, внезапные выбросы пород, техногенные землетрясения.

Если породы приконтурного массива обладают способностью к проявлению пластических деформаций, то в выработках наблюдается другой тип проявлений горного давления — *пластические деформации* без разрыва сплошности (пластическое течение). Величины пластических деформаций в десятки раз превосходят значения упругих перемещений, особенно при большой глубине заложения выработок и в слабых породах.

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 почвы и кровли.

В принципе, практически, все окружающие горную выработку породы обладают ограниченными способностями деформироваться без разрыва сплошности. При превышении действующими напряжениями определённых значений в приконтурном

массиве развиваются процессы разрушения. При этом 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*.

Если уровень действующих напряжений достаточно высок, то происходит разрушение на самом высоком уровне структурных неоднородностей, т.е. по контактам минеральных зёрен. В этих случаях вокруг выработок образуются области запредельного состояния и полного (руинного) разрушения пород, которые могут охватывать часть контура или весь контур выработки.

Область массива пород вокруг выработок, в которой проявляются пластические, вязкие деформации и разрушение, составляет так называемую *зону неупругих деформаций и разрушений*. Параметры этой зоны характеризуют состояние выработки, они являются исходными для обоснования различных методов *управления геомеханическими процессами или горным давлением* или, другими словами, *методов управления геомеханическим состоянием приконтурного массива пород*, а поэтому их определение — обычно конечная цель теоретических и экспериментальных исследований в области геомеханики.

2.2. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗЛИЧНОМ ЕСТЕСТВЕННОМ НАПРЯЖЁННОМ СОСТОЯНИИ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ И РЕЖИМАХ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД

Проведение выработок с физической точки зрения можно представить как образование полости в массиве горных пород, обладающем определёнными деформационно-прочностными характеристиками и начальным (или естественным) полем напряжений. При этом вокруг выработки — полости формируется

новое поле напряжений и смещений, являющееся результатом выемки породы при проведении горных работ.

В настоящее время основные закономерности формирования указанных полей напряжений достаточно детально изучены, разработаны экспериментальные и теоретические методы определения их параметров при условиях, отвечающих различным режимам деформирования пород приконтурного массива.

Основные закономерности формирования напряжённо-деформированного состояния массива пород в окрестности одиночных протяжённых горных выработок целесообразно рассматривать последовательно для условий допредельного и запредельного деформирования пород приконтурного массива в соответствии с общими закономерностями поведения твёрдых материалов при нагружении.

2.2.1. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг одиночных выработок в условиях допредельного деформирования пород

Большинство теоретических решений о параметрах полей напряжений и смещений приконтурного массива получено в предположении *линейно-упругого* деформирования приконтурного массива. Данное предположение можно рассматривать как базовое, оно фактически соответствует начальному участку полной кривой деформирования горных пород, т.е. от нулевых значений напряжений до предела линейной упругости (см. рис. 1.1). Подобная постановка в малой степени отвечает реальным условиям деформирования массивов, но обладает огромным преимуществом, поскольку результаты определения напряжений являются максимально возможными.

В общем случае поле напряжений вокруг выработки определяют как сумму начальных (естественных) и дополнительных (снимаемых) напряжений (рис. 2.1).

Понятие «снимаемых» напряжений ввёл проф. И.В. Родин для моделирования процесса образования выработки в естественно напряжённом массиве. Образование отверстия в напряжённой среде, фактически, означает снятие имеющихся на контуре предполагаемого отверстия компонентов начальных

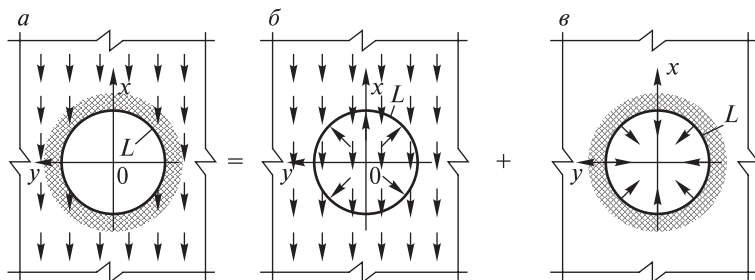


Рис. 2.1. Схема к определению полных напряжений в весо­мом массиве при образовании выработки (а) как суммы начальных (б) и дополнительных (в) напряжений

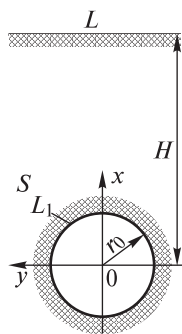
(естественных) напряжений в том случае, если рассматривать незакреплённую выработку. Если в выработке устанавливается крепь, то это отражается нагружением контура распределёнными или сосредоточенными силами.

Начальному полю напряжений в массиве соответствует и начальное поле деформаций и перемещений, которые произошли ещё до проведения выработки, в период формирования естественного поля напряжений. Однако, поскольку времена существования массивов пород весьма длительные и измеряются геологическими эпохами, эти начальные деформации и перемещения полагаются давно закончившимися, и к моменту образования выработки равными нулю. Следовательно, *деформации и перемещения в массиве, происходящие вследствие образования выработки, вызываются только снимаемыми напряжениями.*

При упругом решении подобной задачи операцию снятия естественных напряжений в пределах будущего контура выработки осуществляют путём приложения к контуру рассматриваемой выработки напряжений, численно равных начальным напряжениям ненарушенного массива, но обратных по знаку. При этом выработка рассматривается в условиях реального — весо­мого массива. Полученные компоненты дополнительного поля напряжений складывают с величинами начального (естественного) поля и получают параметры искомого суммарного поля напряжений.

В случае одиночной протяжённой выработки объёмная задача по вычислению компонент напряжений и перемещений в

Рис. 2.2. Схема к определению напряжений вокруг горизонтальной выработки



массиве пород на основе упругой изотропной и однородной модели массива пород может быть сведена к плоской, т.е. к рассмотрению полей напряжений и перемещений лишь в плоскости поперечного сечения выработки.

На рис. 2.2 показана протяжённая горизонтальная выработка (контур L_1) в полубесконечном массиве пород (область S), ограниченном земной поверхностью (контур L).

В этом случае искомые компоненты полных напряжений могут быть представлены в виде суммы слагаемых

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \sigma_x^0 + \sigma_x^1; \\ \sigma_y &= \sigma_y^0 + \sigma_y^1; \\ \tau_{xy} &= \tau_{xy}^0 + \tau_{xy}^1;\end{aligned}\tag{2.1}$$

где σ_x^0 , σ_y^0 , τ_{xy}^0 — начальные напряжения, действовавшие в ненарушенном массиве до образования выработки; σ_x^1 , σ_y^1 , τ_{xy}^1 — дополнительные (снимаемые) напряжения, вызванные образованием выработки.

Компоненты полных и начальных напряжений должны удовлетворять системе дифференциальных уравнений равновесия

$$\begin{aligned}\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} &= \rho, \\ \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} &= 0,\end{aligned}\tag{2.2}$$

где σ_x , σ_y и τ_{xy} — нормальные и касательный компоненты напряжений; ρ — плотность пород окружающего выработку массива;

и условию совместности деформаций

$$\frac{\partial^2 \epsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \epsilon_y}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}.\tag{2.3}$$

Граничные условия для начальных напряжений.

На контуре L :

$$\sigma_x^0 = 0, \tau_{xy}^0 = 0. \quad (2.4)$$

В качестве частного решения неоднородной системы уравнений (2.2) можно взять начальное поле напряжений:

$$\begin{aligned} \sigma_x^0 &= \rho(x - H); \\ \sigma_y^0 &= \lambda\rho(x - H); \end{aligned} \quad (2.5)$$

$$\tau_{xy}^0 = 0,$$

где λ — коэффициент бокового отпора.

Граничные условия для дополнительных напряжений.

На контуре L :

$$\sigma_x^1 = 0, \tau_{xy}^1 = 0. \quad (2.6)$$

На контуре L_1 :

$$\sigma_x^1 \cos(n, x) + \tau_{xy}^1 \cos(n, y) = -\rho(x - H) \cos(n, x); \quad (2.7)$$

$$\tau_{xy}^1 \cos(n, x) + \sigma_y^1 \cos(n, y) = -\lambda\rho(x - H) \cos(n, y).$$

Специальными исследованиями¹ установлено, что если $H \geq 5r_0$, то величиной ординаты x выработки можно пренебречь, и тогда условия на L_1 приобретают вид:

$$\sigma_x^1 \cos(n, x) + \tau_{xy}^1 \cos(n, y) = \rho H \cos(n, x); \quad (2.8)$$

$$\tau_{xy}^1 \cos(n, x) + \sigma_y^1 \cos(n, y) = -\lambda\rho H \cos(n, y);$$

При этом фактически определяются полные и дополнительные напряжения уже не в полуплоскости, а в бесконечной плоскости, т.е. без учёта земной поверхности.

Граничные условия для полных напряжений.

На контуре L :

$$\sigma_x = 0, \tau_{xy} = 0. \quad (2.9)$$

¹ Шерман Д.И. Об одном методе решения некоторых задач теории упругости для двухсвязных областей // Доклады АН СССР. Нов. сер. — 1947. — Т. 40, № 8. — С. 701–704.

На контуре L_1 :

$$\sigma_x \cos(n, x) + \tau_{xy} \cos(n, y) = 0; \quad (2.10)$$

$$\tau_{xy} \cos(n, x) + \sigma_y \cos(n, y) = 0,$$

где (n, x) и (n, y) — углы между нормалью к контуру кругового отверстия (выработки) и осями X и Y .

Условия (2.9) отражают отсутствие нормальных и касательных напряжений на земной поверхности (земная поверхность свободна).

Условия (2.10) означают, что контур отверстия свободен от нормальных и касательных напряжений (выработка не закреплена).

Дополнительно к этому, объёмные силы весомого массива заменяют распределёнными силами, приложенными на бесконечности по отношению к расчётной области. Такая замена вносит определённую погрешность, но если $H \geq 20r_0$, то ошибка становится ничтожно малой¹.

В свою очередь, это означает, что решение поставленной задачи сводится уже к решению однородной системы дифференциальных уравнений равновесия

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} = 0, \quad (2.11)$$

$$\frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} = 0$$

и уравнения совместности деформаций (2.3).

Общее решение однородной системы (2.11) содержит одну функцию $F(x, y)$ от независимых переменных x и y и имеет следующий вид:

$$\sigma_x = \frac{\partial^2 F}{\partial y^2}; \quad \sigma_y = \frac{\partial^2 F}{\partial x^2}; \quad \tau_{xy} = \frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y}. \quad (2.12)$$

Выражая деформации ϵ_x , ϵ_y и γ_{xy} через напряжения σ_x , σ_y и τ_{xy} из (2.12) и подставляя в (2.3), получаем уравнение четвёртого порядка в частных производных (бигармоническое уравнение):

¹ Руппенейт К.В., Матвиенко В.В. Оценка прочности конструктивных элементов подземных сооружений. — В кн.: Вопросы прочности подземных сооружений. — М., 1962. С. 3–4.

$$\frac{\partial^4 F}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 F}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 F}{\partial y^4} = 0. \quad (2.13)$$

К бигармоническому уравнению (2.14) необходимо добавить граничные условия, т.е. условия нагрузки на контуре рассматриваемого отверстия, тоже выраженные через функцию $F(x, y)$. В общем случае уравнения граничных условий примут вид

$$N_x = \frac{\partial^2 F}{\partial y^2} \cos(n, x) - \frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y} \cos(n, y), \quad (2.14)$$

$$N_y = \frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y} \cos(n, x) - \frac{\partial^2 F}{\partial x^2} \cos(n, y),$$

где N_x, N_y — нормальная и касательные составляющие нагрузки на контур.

С математической точки зрения задачу определения напряжённо-деформированного состояния массива пород вокруг выработки можно трактовать как необходимость определения функции $F(x, y)$, которую называют функцией напряжения (функция Эри).

Подводя итог сказанному, определение величин действующих напряжений вокруг протяжённой выработки в идеально упругом массиве пород осуществляется в соответствии со схемой, приведенной на рис. 2.3, а, в то же время определение смещений производится в соответствии со схемой рис. 2.3, б.

Основные закономерности изменения естественных полей напряжений при проведении горных выработок проследим на простейших примерах.

В частности, простейшей формой сечения горных выработок является круговая. На практике её редко применяют для горизонтальных выработок, но для вертикальных стволов она широко распространена.

В данном случае для отверстия кругового поперечного сечения в бесконечной плоскости функция напряжения в полярных координатах имеет вид:

$$F(r, \theta) = (Ar^2 + Br^4 + Cr^{-2} + D) \cos 2\theta. \quad (2.15)$$

Постоянные A, B, C и D определяются из граничных условий.

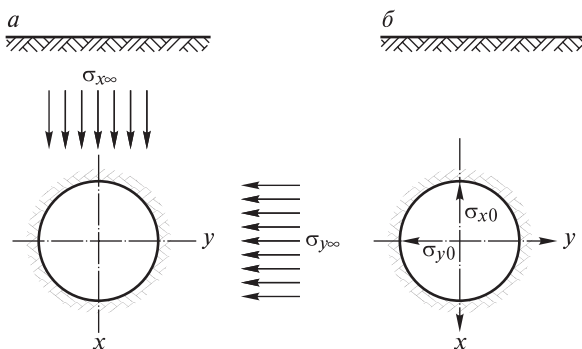


Рис. 2.3. Расчетные схемы для определения напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг одиночных выработок:

a — для определения поля напряжений в окрестности выработки; *б* — для вычисления компонент смещений

При этом напряжения, деформации и перемещения могут быть выражены весьма простыми формулами:

В общем случае, при неравнокомпонентном поле естественных напряжений ($\sigma_1^\infty \neq \sigma_3^\infty$).

Компоненты напряжений:

$$\sigma_r = \sigma_3^\infty \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right) + \frac{1-\lambda}{2} \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} + \frac{3a^2}{r^4} \right) \cos 2\theta \right];$$

$$\sigma_\theta = \sigma_3^\infty \left[\frac{1+\lambda}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right) - \frac{1-\lambda}{2} \left(1 + \frac{3a^2}{r^4} \right) \cos 2\theta \right]; \quad (2.16)$$

$$\tau_{r\theta} = -\sigma_3^\infty \frac{1-\lambda}{2} \left(1 + \frac{2}{r^2} - \frac{3}{r^4} \right) \sin 2\theta;$$

$$\tau_{rZ} = \tau_{\theta Z} = 0.$$

Компоненты деформаций:

$$\varepsilon_\theta = -\varepsilon_r = \frac{\nu(1+\nu)}{E(1-\nu)} \frac{\sigma_3^\infty}{r^2}. \quad (2.17)$$

Радиальные смещения

$$u = r\varepsilon_\theta = \frac{\nu(1+\nu)}{E(1-\nu)} \frac{\sigma_3^\infty}{r}, \quad (2.18)$$

где σ_3^∞ ; $\sigma_1^\infty = \lambda \sigma_3^\infty$ — компоненты тензора напряжений в нетронутом массиве горных пород (приложены на бесконечности, σ_3^∞ — вертикально); $\lambda = \nu/1 - \nu$ — коэффициент бокового отпора; ν — коэффициент Пуассона; r , θ — текущие полярные координаты.

Что касается третьего нормального компонента поля напряжений σ_Z , действующего вдоль выработки, то в условиях плоского напряжённого состояния (например, для вертикального ствола)

$$\sigma_Z = \sigma_3^\infty. \quad (2.19)$$

В условиях плоской деформации (например, для горизонтальной выработки) σ_Z равно:

$$\sigma_Z = \nu(\sigma_r + \sigma_\theta) = \sigma_3^\infty \left[\lambda - \nu \frac{1-\lambda}{2} \frac{4a^2}{r^2} \cos 2\theta \right]. \quad (2.20)$$

В частном случае, при равнокомпонентном поле естественных напряжений ($\sigma_1^\infty = \sigma_3^\infty$; $\lambda = 1$; $\nu = 0,5$)

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \sigma_3^\infty \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right); \\ \sigma_\theta &= \sigma_3^\infty \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right); \end{aligned} \quad (2.21)$$

$$\sigma_Z = \sigma_3^\infty;$$

$$\tau_{r\theta} = \tau_{rZ} = \tau_{\theta Z} = 0.$$

Компоненты деформаций

$$\varepsilon_\theta = -\varepsilon_r = \frac{3}{2E} \frac{\sigma_3^\infty}{r^2}. \quad (2.22)$$

Радиальные смещения

$$u = r\varepsilon_\theta = \frac{3}{2E} \frac{\sigma_3^\infty}{r}. \quad (2.23)$$

Как следует из приведенных уравнений, напряжения в любой точке массива пород вокруг рассмотренных выработок определяются соотношением напряжений в нетронутом массиве

(естественными или начальными напряжениями массива пород) и координатами данной точки.

Причем в случае равнокомпонентного поля естественных напряжений (например, для вертикальных стволов при действии в массиве только гравитационных сил) все напряжения являются сжимающими, тангенциальные напряжения на контуре имеют максимальное значение, их коэффициент концентрации, т.е. коэффициент, показывающий во сколько раз напряжение в данной точке превышает соответствующее напряжение в нетронутом массиве ($K = \sigma_i / \sigma^\infty$), в любой точке контура равен $K = 2$ (рис. 2.4).

При неравнокомпонентном поле напряжений ($\sigma_3^\infty \neq \sigma_1^\infty$; $\sigma_1^\infty = \lambda \sigma_3^\infty$; $\lambda < 1$), величины действующих напряжений определяются соотношением напряжений в ненарушенном массиве, т.е. значениями бокового отпора λ начального поля напряжений (табл. 2.1).

В частности, по мере уменьшения λ напряжения на части контура выработки со стороны действия большей нагрузки уменьшаются, и при $\lambda = 0,3$ появляется область растягивающих напряжений, которая тем обширнее, чем больше разница между σ_3^∞ и σ_1^∞ . В то же время со стороны меньшей нагрузки напряжения являются сжимающими и проявляют тенденцию к увеличению.

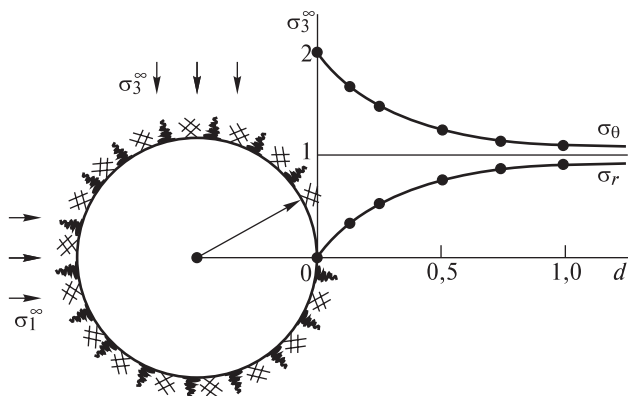


Рис. 2.4. Распределение напряжений вокруг выработки кругового поперечного сечения при равнокомпонентном напряжённом состоянии нетронутого массива ($\sigma_3^\infty = \sigma_1^\infty$)

Таблица 2.1

Напряжения в окрестности горной выработки кругового поперечного сечения при неравнокомпонентном поле естественных напряжений

| Расстояние от контура в массиве r (в долях радиуса сечения) | Напряжения в долях максимальной (вертикальной) компоненты σ_3^∞ | | | | | | Коэффициент бокового отпора λ |
|---|---|---------------------|-------------------------------------|---------------------|------------------------|---------------------|---------------------------------------|
| | σ_r (радиальное) | | σ_θ (тангенциальное) | | σ_z (осевое) | | |
| | $\theta = 0^\circ$ | $\theta = 90^\circ$ | $\theta = 0^\circ$ | $\theta = 90^\circ$ | $\theta = 0^\circ$ | $\theta = 90^\circ$ | |
| 1,0 | 0,00 | 0,00 | -0,10 | 2,70 | -0,02 | 0,62 | 0,3 |
| 2,0 | 0,56 | 0,42 | 0,40 | 1,23 | 0,22 | 0,38 | |
| 4,0 | 0,79 | 0,46 | 0,36 | 1,04 | 0,28 | 0,32 | |
| 6,0 | 0,94 | 0,32 | 0,32 | 1,02 | 0,29 | 0,31 | |
| 10,0 | 0,99 | 0,30 | 0,31 | 1,01 | 0,29 | 0,30 | |
| 1,0 | 0,00 | 0,00 | 0,80 | 2,10 | 0,30 | 0,88 | 0,6 |
| 2,0 | 0,64 | 0,56 | 0,72 | 1,38 | 0,52 | 0,68 | |
| 4,0 | 0,90 | 0,62 | 0,65 | 1,05 | 0,58 | 0,62 | |
| 6,0 | 0,96 | 0,61 | 0,63 | 1,03 | 0,59 | 0,61 | |
| 10,0 | 0,98 | 0,60 | 0,61 | 1,01 | 0,59 | 0,60 | |
| 1,0 | 0,00 | | 2,00 | | 1,00 | | 1,0 |
| 2,0 | 0,75 | | 1,25 | | 100 | | |
| 4,0 | 0,94 | | 1,06 | | 1,00 | | |
| 6,0 | 0,97 | | 1,03 | | 1,00 | | |
| 10,0 | 0,99 | | 1,01 | | 1,00 | | |

Несколько частных случаев.

Выработка горизонтальная. Естественное поле в массиве пород — гравитационное, соответствует гипотезе академика АН СССР А.Н. Динника, т.е. отношение горизонтальной компоненты к вертикальной $\sigma_1^\infty/\sigma_3^\infty = \nu/(1 - \nu)$. При $\nu = 0,2$ горизонтальное напряжение $\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$ (рис. 2.5).

В этом случае максимальный коэффициент концентрации напряжений наблюдается в стенках выработки и составляет $K = 2,75$. В кровле образуется небольшая зона растяжений. Осевое напряжение будет равно $\sigma_z = \nu(\sigma_r + \sigma_\theta)$, поскольку в этом случае породы приконтурного массива находятся в состоянии плоской деформации.

2. Выработка горизонтальная. Естественное поле в массиве пород — гравитационно-тектоническое, т.е. горизонтальное напряжение $\sigma_1^\infty = 2\sigma_3^\infty$ (рис. 2.6, а) и $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$ (рис. 2.6, б).

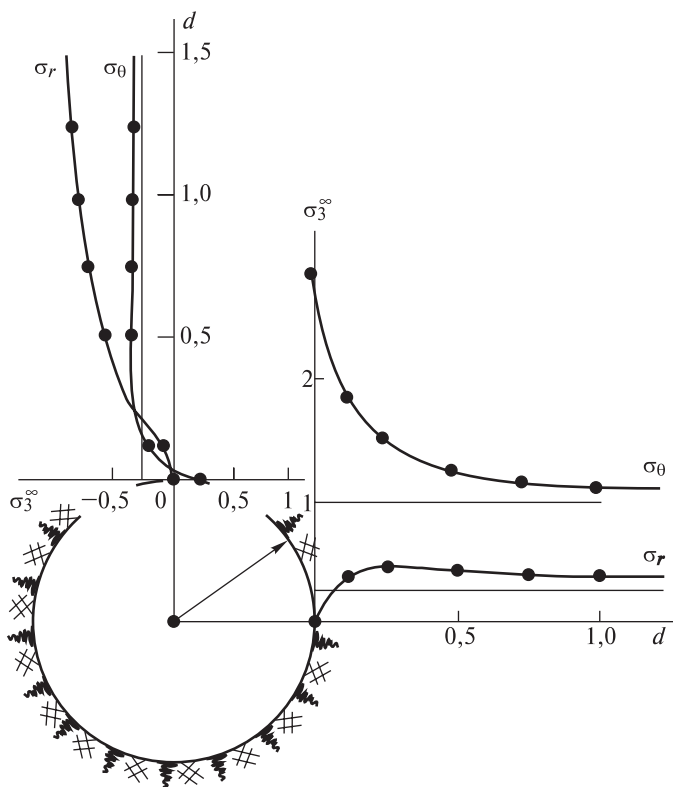


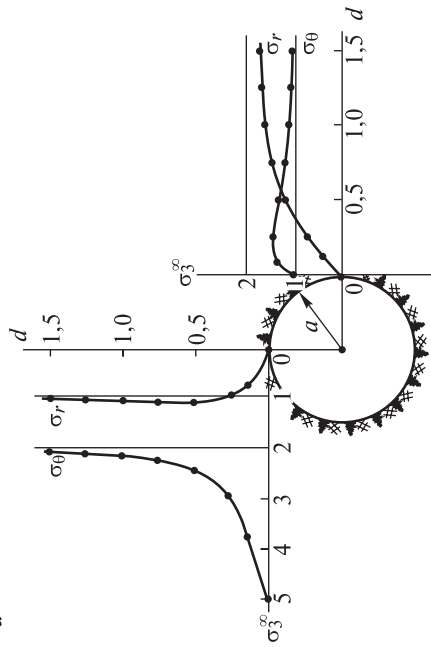
Рис. 2.5. Распределение напряжений в кровле и стенках горизонтальной выработки кругового поперечного сечения при соотношениях компонент тензора напряжений в нетронутом массиве по А.Н. Диннику (при $\nu = 0,2$; $\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$)

При этом максимальная концентрация напряжений наблюдается в кровле горизонтальной выработки, коэффициенты концентрации составляют соответственно 5 и 29.

3. Выработка вертикальная. Естественное поле в массиве пород — гравитационное, соответствует гипотезе академика А.Н. Динника, т.е. отношение горизонтальной компоненты к вертикальной $\sigma_1^\infty/\sigma_3^\infty = \nu/(1-\nu)$. При $\nu = 0,2$ горизонтальное напряжение $\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$.

Графики распределения напряжений в окрестности выработки будут подобны графикам на рис. 2.4 с той только разницей, что асимптотические значения напряжений будут равны

a



b

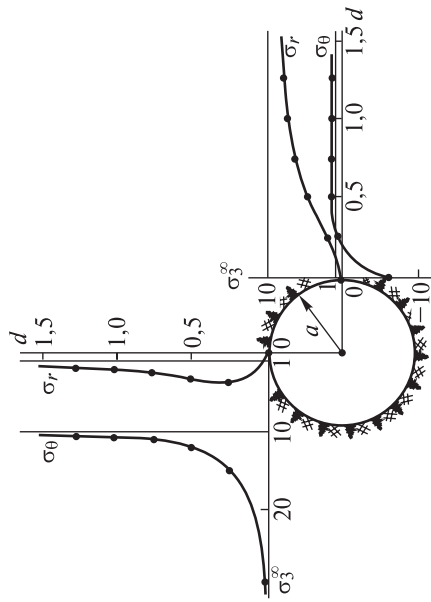


Рис. 2.6. Распределение напряжений в кровле и стенках горизонтальной выработки кругового поперечного сечения при действии тектонических сил:

a — при $\sigma_1^\infty = 2\sigma_3^\infty$; *b* — при $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$

$\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$. Осевое напряжение σ_z будет равно σ_3^∞ , поскольку можно считать, что в этом случае породы приконтурного массива находятся в плоско-напряжённом состоянии.

4. Выработка вертикальная. Естественное поле в массиве пород — гравитационно-тектоническое, т.е. горизонтальное напряжение $\sigma_1^\infty = 2\sigma_3^\infty$ или $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$. Графики распределения напряжений в окрестности выработки будут подобны графикам на рис. 2.6 с той разницей, что осевое напряжение σ_z будет равно σ_3^∞ , поскольку в этом случае породы приконтурного массива находятся в плоско-напряжённом состоянии.

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 (2.16) показывают, что для условий равнокомпонентного напряженного состояния нетронутого массива уже на расстоянии, немногим более трёх радиусов выработки ($L = 1,65d$, 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 начального напряжённого состояния массива 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 $\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$ наиболее быстро затухает тангенциальное напряжение σ_θ в стенке выработки, уже на расстоянии $L = 1,35d$ от контура оно отличается на 5% от значения такового в нетронутом массиве. Остальные компоненты (в том числе и

в кровле) затухают медленнее, и указанный уровень достигают лишь на расстоянии $L = 2,75d$.

При $\sigma_1^\infty = 2\sigma_3^\infty$ и $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$ тоже быстрее затухают σ_0 в кровле, исходя из этого, радиальная протяженность области влияния выработки составляет соответственно $L = 1,5d$ и $L = 1,25d$. Медленнее затухают радиальные составляющие напряжений. В частности, в стенке значение σ_r в первом случае отличается на 5% от уровня соответствующей компоненты нетронутого массива на расстоянии $L = 2,5d$ от контура. Особенно медленно уменьшаются радиальные составляющие в кровле во втором случае ($L = 7d$).

Таким образом, размеры зоны влияния выработок существенно зависят от степени равномерности начального поля напряжений и минимально, при наиболее благоприятном случае, для круговой формы сечения составляют около полутора диаметров.

Чтобы проследить, как изменяются напряжения в массиве пород в зависимости от формы сечений выработок, рассмотрим случаи, когда выработки имеют эллиптические, прямоугольные и сводчатые поперечные сечения.

В практике горного дела эллиптическую форму поперечного сечения иногда применяют для вертикальных стволов.

На рис. 2.7 представлены графики напряжений вокруг эллиптического отверстия с отношением осей $a/b = 2$, при тех же соотношениях компонентов начального напряженного состояния, которые были рассмотрены для круговой формы сечения выработок.

Из сопоставления графиков на рис. 2.5, 2.6 и 2.7 следует, что в целом характер распределения напряжений вокруг эллиптического отверстия подобен таковому при круговом сечении. Однако коэффициенты концентрации тангенциальных напряжений σ_0 на контуре 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 осей сечения в поле напряжений σ_1^∞ и σ_3^∞ нетронутого массива.

Отмеченные закономерности можно проследить и при рассмотрении графиков напряжений вокруг сечений выработок прямоугольной и сводчатой формы (рис. 2.8).

Однако в этих случаях напряжения уже не могут быть представлены в виде элементарных уравнений, и их вычисляют с помощью более сложных математических методов.

Детальный анализ распределения напряжений вокруг отверстий при различных формах поперечных

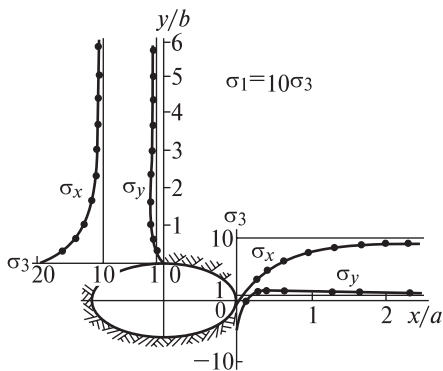
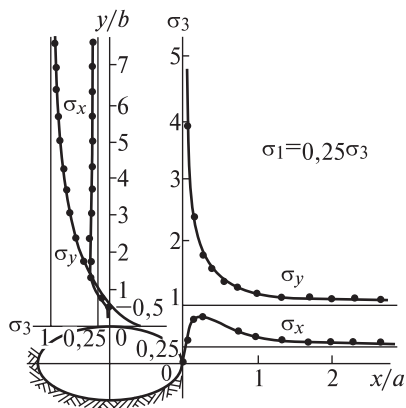
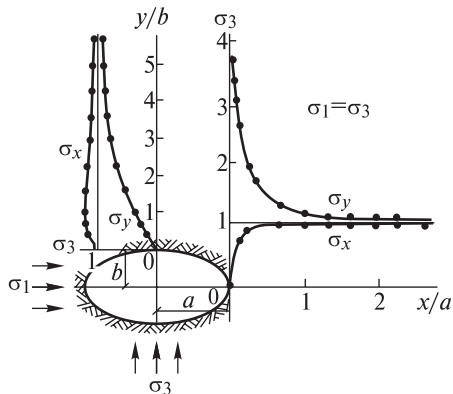


Рис. 2.7. Распределение напряжений в стенках выработки эллиптического поперечного сечения с соотношением осей $a/b = 2$ при различных компонентах тензора напряжений в нетронутом массиве

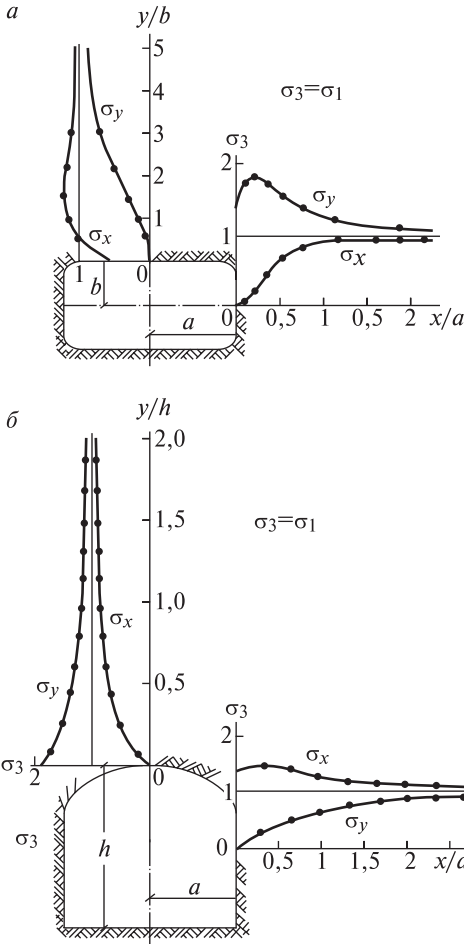


Рис. 2.8. Распределение напряжений в стенках выработок прямоугольной (а) и в стенках и кровле сводчатой (б) форм поперечного сечения

сечений показывает, что коэффициенты концентрации тангенциальных напряжений будут иметь различные значения. Для практических расчётов можно использовать усреднённые значения коэффициентов концентрации тангенциальных напряжений для случая равнокомпонентного поля напряжений, приведенные в табл. 3.2.

Также анализ распределения напряжений вокруг отверстий при различных формах поперечных сечений показывает (рис. 2.9), что наблюдается строгая закономерность — *максимальная концентрация напряжений σ_θ сосредоточена*

Таблица 2.2

Средние значения коэффициентов концентрации тангенциальных напряжений в окрестности горных выработок при различных формах поперечного сечения

| Форма сечения выработки | Отношение ширины выработки к высоте | Коэффициент концентрации напряжений |
|-------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------|
| Круговая | — | 2 |
| Сводчатая | — | 2,5 |
| Прямоугольная | 1:1 | 2,8 |
| Трапециевидная | 2:1 | 3,2 |

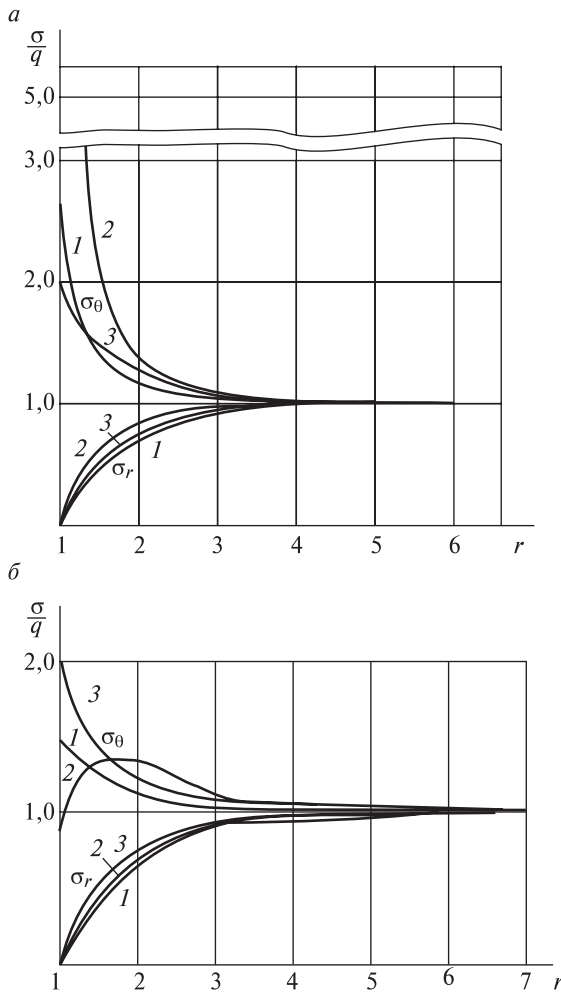


Рис. 2.9. Распределение напряжений вокруг выработок с различной формой поперечных сечений на участках контура с максимальной (а) и минимальной (б) кривизной:

1 — эллиптический контур; 2 — квадратный контур; 3 — круговой контур

в местах наибольшей кривизны контура выработки (угловые точки квадратных и прямоугольных сечений, точки на большой оси эллиптического сечения) и коэффициенты концентрации превышают коэффициент концентрации для кругового сечения,

которое характеризуется постоянной величиной кривизны по всему контуру.

В то же время на участках контуров с минимальной кривизной концентрация напряжений σ_0 меньше, чем для кругового контура.

Распределения радиальных напряжений практически не отличаются для всех рассмотренных форм контуров выработок.

Указанные закономерности распределений напряжений полностью справедливы и при нарушении гладкости контуров выработок технологическими неровностями, например, от взрывных работ.

Специальные исследования¹ показали, что реальные контуры горных выработок имеют волнистые очертания, характеризуемые числом неровностей, практически совпадающим с числом контурных шпуров, и амплитудами отклонений от проектного гладкого контура. При этом кривизна во впадинах (точках переборов) во много раз больше, чем кривизна в выступах (точках недоборов), где зачастую кривизна приобретает даже отрицательные значения.

На рис. 2.10 приведены графики напряжений в окрестности выработки с технологическими неровностями от взрывных работ, при этом максимальные величины напряжений σ_0 наблюдаются в вершинах впадин, а минимальные значения характерны для вершин выступов.

Всё сказанное свидетельствует о том, что технологические неровности являются концентраторами напряжений и, вследствие этого, очагами разрушений, особенно в области выступов, где появляются растягивающие напряжения.

Однако влияние взрывных работ проявляется ещё и в закономерном снижении деформационно-прочностных характеристик приконтурного массива. При этом установлено, что в приконтурном массиве на величины напряжений оказывают главное влияние снижение модуля упругости E , в то время как

¹ *Баклашов И.В., Руппенйт К.В.* Прочность незакреплённых горных выработок. — М.: Недра, 1965. — 102 с.

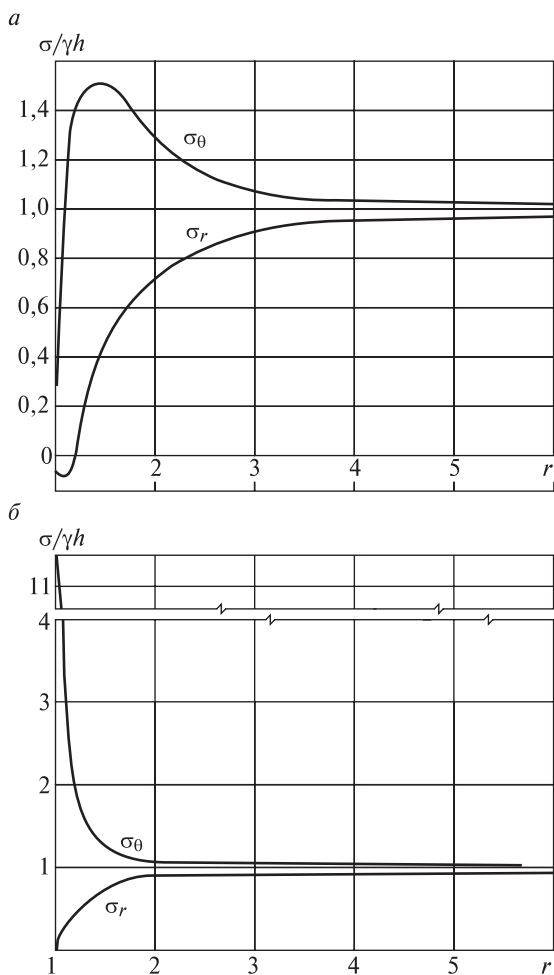


Рис. 2.10. Распределение напряжений в окрестности выработки с технологическими неровностями по направлениям, проходящим через вершины породных выступов в выработку (а) и через вершины впадин (б) в массив

изменение модуля поперечной деформации ν практически не влияет на качественную и количественную стороны общей картины напряжённо-деформированного состояния пород в окрестности выработок.

Известно решение упругой задачи о распределении напряжений в приконтурном массиве при закономерном снижении

модуля упругости E , которое описывается степенной функцией вида¹:

$$E(r) = E (1 - ar^{-n}), \quad (2.24)$$

где a, n — параметры аппроксимации фактического распределения модуля упругости в приконтурном массиве.

На рис. 2.11 в качестве примера представлены результаты расчётов напряжений и смещений вокруг заглублённой протяжённой выработки кругового поперечного сечения, сооружаемой буровзрывным способом при $a = 0,85$ и $n = 6$. Начальное напряжённое состояние массива пород принято равнокомпонентным.

Как следует из приведенных графиков, наличие неоднородности упругих свойств массива пород вследствие воздействия взрывных работ приводит к существенным качественным изменениям в распределении напряжений σ_θ . В частности, область максимальной концентрации этих напряжений смещается вглубь массива, а непосредственно на контуре и вблизи его располагается область разрушенных взрывом пород. В то же время качественная картина распределения радиальных напряжений σ_r не меняется, но значения этих напряжений несколько снижаются. Для смещений u картина распределения также остаётся прежней, но их величина в неоднородном массиве становится несколько больше.

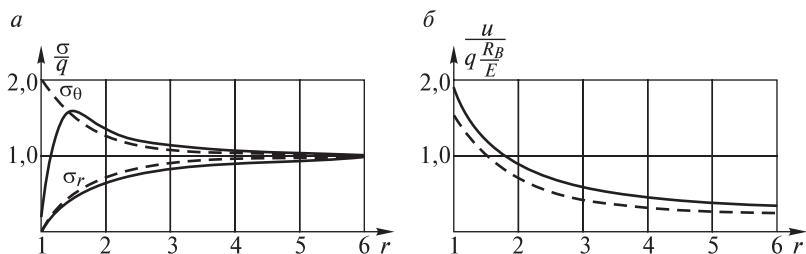
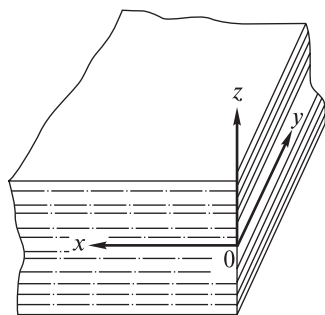


Рис. 2.11. Графики распределения напряжений (а) и смещений (б) вокруг выработки в однородном массиве (пунктирные линии) и в массиве с неоднородностями от взрывных работ (сплошные линии)

¹ *Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., Борисов В.Н.* Геомеханика: Учебник для вузов: В 2 т. — М.: Издательство Московского горного университета, 2004. — Т. 2. Геомеханические процессы. — 249 с.

Рис. 2.12. Схема трансверсально-изотропной модели породного массива



Наряду с рассмотренной искусственной (наведённой) анизотропией упругих свойств массива пород может проявляться в массивах и естественная анизотропия, причиной которой является чаще всего напластование пород. Такие породные массивы, где плоскости напластования являются плоскостями изотропии, можно классифицировать как трансверсально-изотропные (рис. 2.12).

Для подобных сред в настоящее время разработана теория упругости анизотропной среды, позволяющая вычислять напряжения, перемещения и деформации вокруг отверстий различной конфигурации.

В частности, в окрестности вертикальных выработок кругового поперечного сечения с продольной осью Z , нормальной к плоскостям напластования, при начальном напряжённом состоянии

$$\sigma_3^\infty = \gamma H; \sigma_1^\infty = \sigma_2^\infty \lambda \sigma_3^\infty; \quad (2.25)$$

$$\tau_{r\theta} = \tau_{rZ} = \tau_{\theta Z} = 0.$$

где $\lambda = E_1/E_2 (v_1/1 - v_2)$ — коэффициент бокового отпора; E_1 , E_2 и v_1 , v_2 — модули Юнга и коэффициенты Пуассона массива соответственно по нормали к плоскости напластования и в плоскости напластования;

компоненты полных напряжений определяются:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \lambda \sigma_3^\infty \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right); \\ \sigma_\theta &= \lambda \sigma_3^\infty \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right); \end{aligned} \quad (2.26)$$

$$\sigma_Z = \sigma_3^\infty;$$

$$\tau_{r\theta} = \tau_{rZ} = \tau_{\theta Z} = 0.$$

Компоненты деформаций

$$\varepsilon_{\theta} = -\varepsilon_r = \lambda \frac{1 + \nu^2}{2E_2} \frac{\sigma_3^{\infty}}{r^2}; \quad (2.27)$$

Радиальные смещения

$$u = \varepsilon_{\theta} r = \lambda \frac{1 + \nu^2}{2E_2} \frac{\sigma_3^{\infty}}{r}. \quad (2.28)$$

На рис. 2.13 приведены графики распределения напряжений и смещений вокруг кругового сечения вертикальной выработки для изотропного массива ($E_1 = E_2$; $\nu_1 = \nu_2 = 0,375$) и анизотропного при $E_1/E_2 = 1,5$; $\nu_1 = 0,2$ и $\nu_2 = 0,375$.

Из данных рис. 2.13 следует, что качественных отличий геомеханических процессов в изотропном и анизотропном массивах не наблюдается, имеются лишь некоторые количественные отличия. В частности, для рассмотренного случая анизотропного массива характерно снижение величин действующих напряжений приблизительно на 20%.

Для горизонтальных выработок кругового поперечного сечения в трансверсально-изотропном массиве при продольной оси Z параллельной горизонтальным плоскостям изотропии и равнокомпонентном поле начальных напряжений формулы для вычисления напряжений имеют более сложный вид¹.

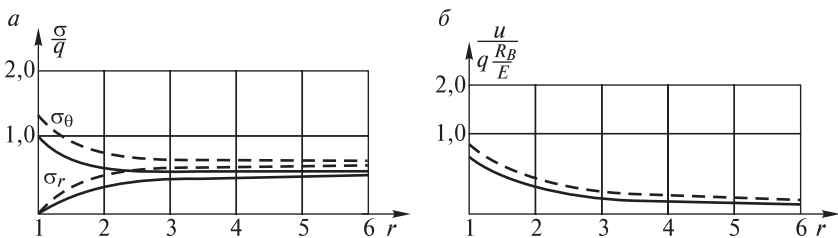


Рис. 2.13. Графики распределения напряжений (а) и смещений (б) вокруг вертикальной выработки в изотропном ($E_1 = E_2$; $\nu_1 = \nu_2 = 0,375$; пунктирные линии) и анизотропном массиве с горизонтальным напластованием (при $E_1/E_2 = 1,5$; $\nu_1 = 0,2$ и $\nu_2 = 0,375$; сплошные линии):

R_B — радиус выработки в проходке; $q = \gamma H$

¹ Лехницкий С.Г. Теоретическое исследование напряжений в упругом анизотропном массиве вблизи подземной выработки эллиптического сечения // Труды ВНИМИ. — 1962. — № 45. — С. 155–179.

Напряжения и смещения в окрестности горизонтальной выработки кругового поперечного сечения в изотропном и трансверсально-изотропном массиве

| Местоположение точек контура выработки | Трансверсально-изотропный массив | | Изотропный массив | |
|--|----------------------------------|--|-----------------------|--|
| | Напряжения σ_0 | Смещения u в единицах $\gamma H R_B/E$ | Напряжения σ_0 | Смещения u в единицах $\gamma H R_B/E$ |
| На горизонтальной оси (в стенке выработки) | 2,19 | 1,48 | 2,0 | 1,37 |
| На вертикальной оси (в кровле выработки) | 2,24 | 2,42 | 2,0 | 1,37 |

В табл. 2.3 в качестве примера приведены результаты вычислений компонентов напряжений и смещений вокруг горизонтальной выработки для изотропного и трансверсально-изотропного массива при указанных выше условиях и при $E_1/E_2 = 1,5$; $\nu_1 = 0,2$, $\nu_2 = 0,375$.

Приведенные результаты показывают, что в анизотропном массиве с принятыми расчётными характеристиками, которые соответствуют породам типа песчанистых сланцев, наблюдается незначительное увеличение напряжений.

Одновременно с этим на вертикальной оси отмечается увеличение смещений почти на 80%, хотя их абсолютная величина остаётся крайне малой и для реальных условий составляет несколько миллиметров.

Таким образом, имеющиеся данные об анизотропии упругих свойств пород свидетельствуют о незначительных отличиях значений напряжений вокруг выработок в анизотропных массивах от изотропного случая.

Применение простейших линейно-деформируемых моделей массива пород ограничено определённым, вообще говоря, достаточно невысоким уровнем действующих напряжений. Если величины действующих напряжений превышают предел линейной упругости пород, то в приконтурном массиве горных пород проявляются нелинейные упругие деформации.

На рис. 2.14 показаны отклонения реальных графиков деформирования весьма распространённых пород — габбро и

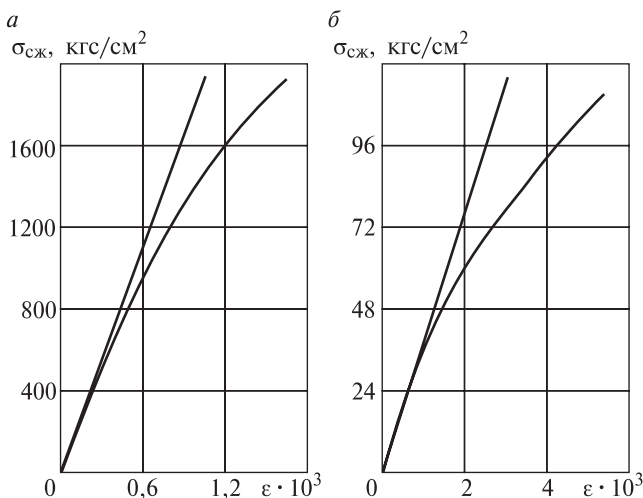


Рис. 2.14. Графики деформирования габбро (а) и аргиллита (б)

песчаников от линейной зависимости, при этом физическая нелинейность пород может быть выражена путём введения специальной функции:

$$\sigma_i = E\varphi(\epsilon_i)\epsilon_i, \quad (2.29)$$

где $\varphi(\epsilon_i) = \xi\epsilon_i^{-m}$, $0 \leq m < 1$, $\xi \leq 1$.

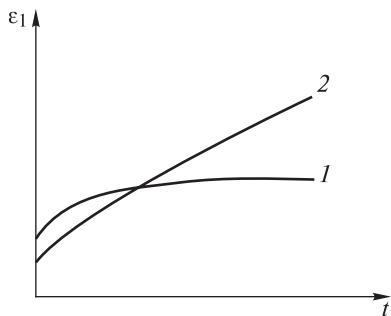
Как показывают результаты исследований¹ учёт нелинейности деформирования не вносит качественных изменений в общие закономерности распределения напряжений и смещений, а характеризуется лишь количественными поправками, причём в сторону более равномерного распределения напряжений вследствие понижения коэффициента концентрации напряжений в наиболее нагруженных точках сечения. Вместе с этим несколько увеличиваются радиальные смещения.

К выравниванию поля напряжений вокруг выработок приводит также и пластическое деформирование пород без потери сплошности (пластическое течение), в этих случаях непосредственно вокруг контура выработки формируется область пластических деформаций.

¹ Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. — М.: Недра, 1975. — 272 с.

Рис. 2.15. Графики ползучести горных пород:

1 — для пород с затухающей ползучестью;
2 — для пород с незатухающей ползучестью



В случае склонности массива пород к временным деформациям (ползучести), закономерности полей напряжений и деформаций определяются особенностями развития деформаций пород во времени.

По характерным особенностям деформаций ползучести все горные породы разделяются на два типа (рис. 2.15):

- породы первого типа (твёрдые: слабые и крепкие глинистые сланцы, песчаники, песчанистые сланцы, аргиллиты, алевролиты, известняки, кварциты, граниты и др.) обнаруживают ограниченную ползучесть;
- породы второго типа (связные или глинистые породы) — неограниченную ползучесть.

Анализ напряжённого состояния приконтурного массива при склонности пород к деформированию во времени показывает, что для незакреплённых выработок поле напряжений вне зависимости от типа пород является стационарным, т.е. не зависящим от времени.

В то же время поле деформаций и смещений в окрестности выработок нестационарно, при этом в породах первого типа смещения на контуре нарастают во времени по логарифмическому закону до определённой величины, а для пород второго типа — по линейному закону неограниченно.

2.2.2. Условия образования областей разрушения и запредельного деформирования пород вокруг одиночных выработок

Если величины напряжений 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 как с природными факторами (естественные напряжения в массиве до проведения выработок и свойства пород), так и с технологическими (способ проходки выработки, характеристики крепи, процессы вентиляции и водоотлива выработок и пр.).

При аналитическом подходе к определению размеров зоны нарушенных пород можно, в первую очередь, учитывать воздействие статических напряжений, поскольку влияние технологических нагрузок (в частности, от взрывных работ) в широком диапазоне горно-геологических условий, практически, можно полагать одинаковым. Технологические воздействия приводят к дополнительному ослаблению пород вокруг выработок, для случая скальных массивов это ослабление наблюдается обычно в интервале 20–40 см от контура.

При этом необходимо учитывать, что массивы горных пород неодинаково сопротивляются приложенным нагрузкам и им свойственны две формы разрушения — отрыв под действием растягивающих напряжений и сдвиг под действием касательных напряжений.

В первом случае разрушение характеризуют пределом прочности на одноосное растяжение $[\sigma_p]$, а во втором 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.

Вследствие блочного строения массивов горных пород их сопротивление растягивающим напряжениям весьма мало, так что в инженерных расчетах предел прочности пород в массиве на растяжение (с учётом структурных неоднородностей низких порядков) можно полагать равным нулю. Тогда, фактически, 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. 2.16 показаны зависимости максимальной радиальной протяженности области растягивающих напряжений в кровле и стенках выработки прямоугольной формы поперечного сечения от соотношения

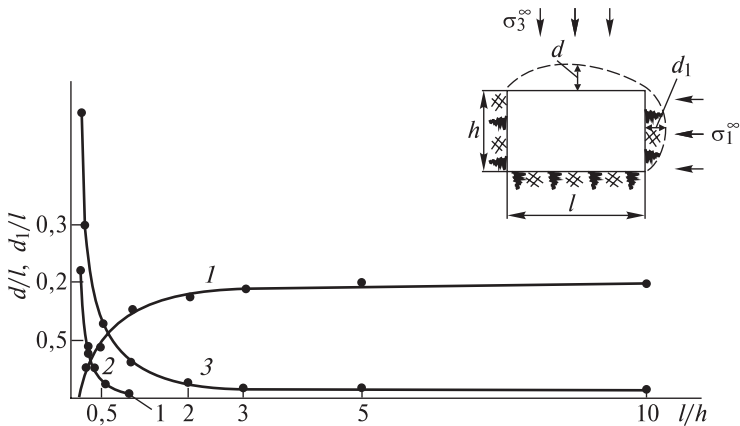


Рис. 2.16. Зависимости относительных размеров области растягивающих напряжений в кровле (d/l) и стенках (d_1/l) выработки прямоугольного сечения при различных напряженных состояниях нетронутого массива и соотношениях l/h : 1 — зависимость d/l при $\sigma_1^\infty = 0,25\sigma_3^\infty$; 2, 3 — зависимости d_1/l соответственно при $\sigma_1^\infty = 2\sigma_3^\infty$ и $\sigma_1^\infty = 10\sigma_3^\infty$

размеров сечения и при различных напряженных состояниях нетронутого массива.

При действии в массиве пород вокруг выработки только сжимающих напряжений разрушения фактически происходят в форме сдвига под действием касательных напряжений.

Согласно теории предельного равновесия условие неразрушения по поверхности скольжения, например по I—I (рис. 2.17), определяется неравенством

$$\tau_{xy} < [\tau_0] + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi_0, \quad (2.30)$$

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.

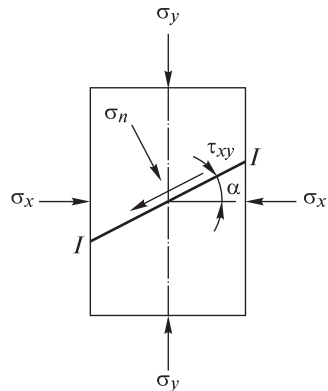


Рис. 2.17. Схема действия напряжений при разрушении в форме скола (сдвига)

В свою очередь нормальная и касательная составляющие по поверхности скольжения определяются формулами

$$\tau_{xy} = \frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \sin 2\alpha, \quad (2.31)$$

$$\sigma_n = \sigma_y \cos^2 \alpha + \sigma_x \sin^2 \alpha,$$

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 (2.31) неравенство (2.30) принимает вид

$$\frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \sin 2\alpha < [\tau_0] + (\sigma_y \cos^2 \alpha + \sigma_x \sin^2 \alpha) \operatorname{tg} \varphi_0 \quad (2.32)$$

или после преобразования выражения в скобках

$$\frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha (\operatorname{tg} 2\alpha - \operatorname{tg} \alpha) < [\tau_0] + \frac{\sigma_y + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_0. \quad (2.33)$$

Если рассматривать условия неразрушения участков массива горных пород, ослабленных различно ориентированными поверхностями структурных неоднородностей низких порядков, то необходимо проверять прочность породного массива и при действии других касательных напряжений τ_{yz} и τ_{xz} (рис. 2.18).

В этом случае полная система условий прочности состоит из трех неравенств:

$$\begin{aligned} \frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha_1 (\operatorname{tg} 2\alpha_1 - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) &< [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_y + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}; \\ \frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha_2 (\operatorname{tg} 2\alpha_2 - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) &< [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_z + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}; \\ \frac{\sigma_y - \sigma_z}{2} \cos 2\alpha_3 (\operatorname{tg} 2\alpha_3 - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) &< [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_y + \sigma_z}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}, \end{aligned} \quad (2.34)$$

где $[\tau_{\text{тр}}]$, $\varphi_{\text{тр}}$ — сцепление и угол внутреннего трения по поверхностям неоднородности, в частности по естественным трещинам; α_1 , α_2 , α_3 — углы ориентации поверхностей неоднородности по отношению к меньшему из главных напряжений.

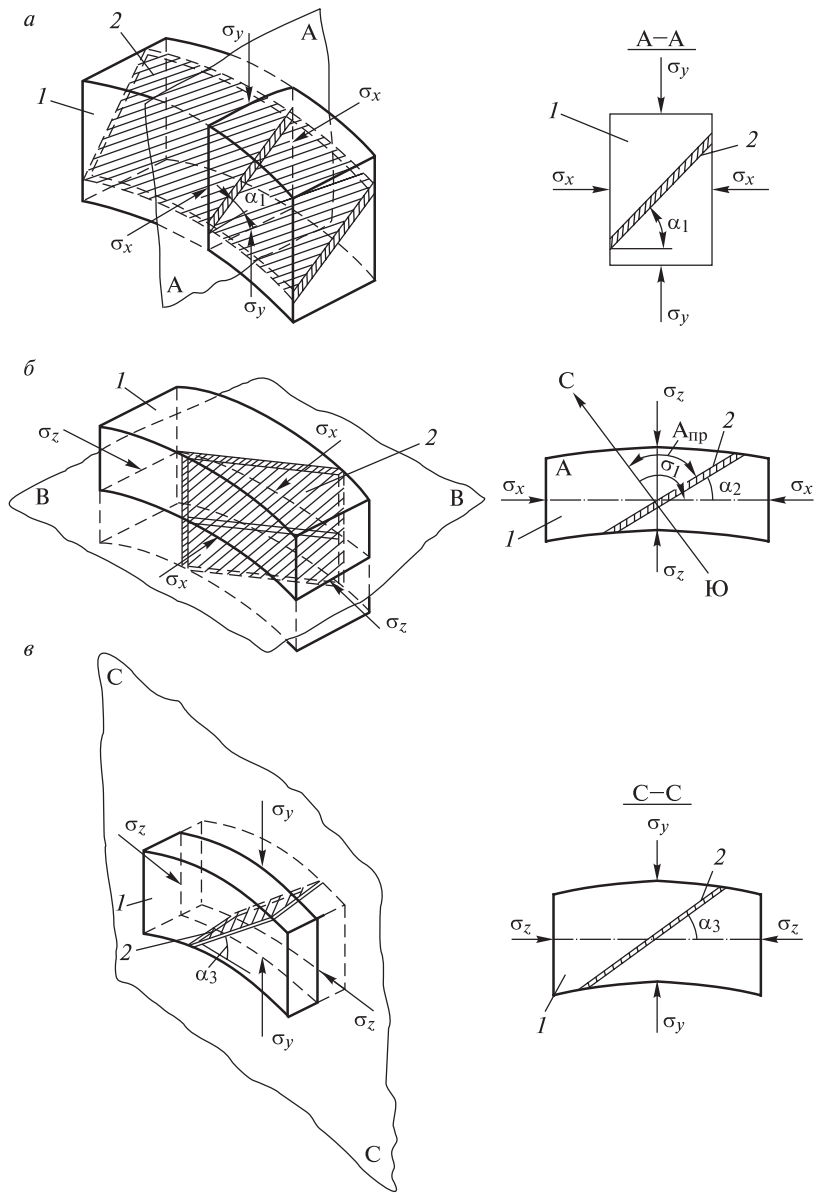


Рис. 2.18. Схемы разрушения пород по поверхностям различно ориентированных структурных неоднородностей:

a – в – соответственно под воздействием $[\sigma_x, \sigma_y]$; $[\sigma_z, \sigma_x]$; $[\sigma_y, \sigma_z]$; 1 – структурный блок; 2 – поверхность неоднородности (плоскость ослабления)

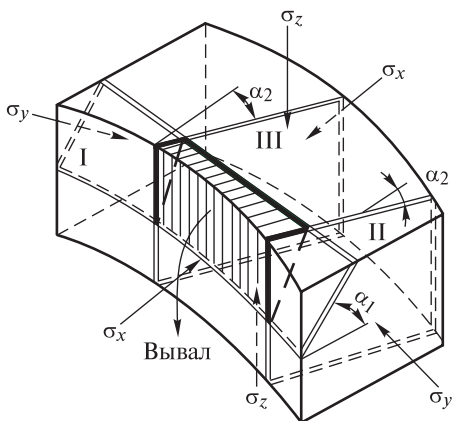


Рис. 2.19. Схема образования вывала из стенки вертикального ствола:

I–III — поверхности структурных неоднородностей

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 результате одновременной реализации скола по поверхностям трещин I, II и III (рис. 2.19) при условии, что по верхней его грани происходит отрыв.

В принципе возможны два подхода к расчёту радиальной глубины зон возможных вывалов. Первый, при недостатке данных о структурных особенностях рассматриваемого массива, предусматривает определение максимально возможных областей вывалов в предположении наиболее неблагоприятного расположения поверхностей ослабления. Второй — когда в качестве исходных данных используются реальные геометрические параметры систем структурных неоднородностей, определённые по результатам натурных измерений.

Если величины действующих напряжений в окрестности выработок достаточно велики, то разрушения могут происходить по контактам более высоких порядков структурных неоднородностей, вплоть до самого высокого — четвёртого порядка, т.е. по контактам минеральных зёрен или кристаллов, слагающих горные породы приконтурного массива. Фактически в этих случаях будут образовываться зоны запредельного деформирования и остаточной прочности $[\sigma_{ост}]$ горных пород, вплоть до образования зон руинного разрушения пород, когда $[\sigma_{ост}] = 0$ (рис. 2.19).

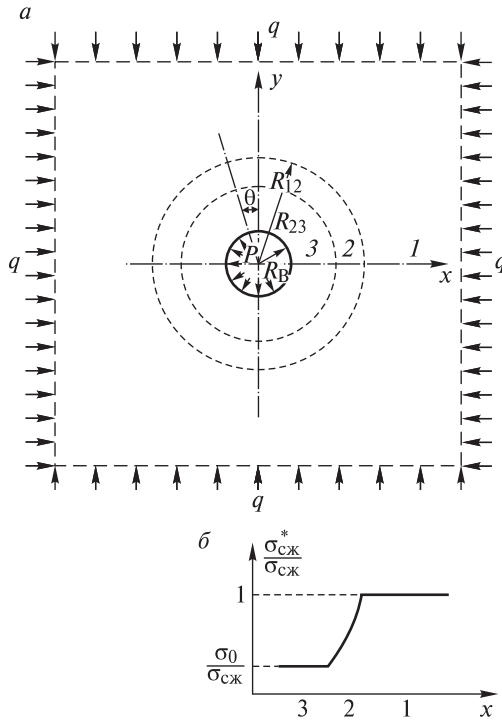


Рис. 2.20. Схема образования зон запредельного деформирования (а) и распределение прочности (б) в приконтурном массиве вокруг выработок

На рис. 2.20 показано, что в общем случае вокруг выработки в однородном массиве образуются три характерные области деформирования и разрушения горных пород, соответствующие трём характерным участкам на полной диаграмме деформирования горных пород:

- область 3 — примыкающая к контуру выработки, где породы перешли в состояние предельного равновесия с учётом их остаточной прочности $[\sigma_{ост}]$, или в область руинного разрушения, когда $[\sigma_{ост}] = 0$. Границы области: R_B — контур выработки в проходке и R_{2-3} — граница раздела с областью запредельного деформирования;
- область 2 — область запредельного деформирования с постепенно возрастающей вглубь массива прочностью от $[\sigma_{ост}]$ до предела прочности на сжатие $[\sigma_{сж}]$. Границы области:

R_{2-3} — граница раздела с областью остаточной прочности и R_{1-2} — граница раздела между областями запредельного и допредельного деформирования;

- область 1 — остальная часть массива с прочностью пород $[\sigma_{сж}]$, находящаяся в состоянии допредельного деформирования.

Напряжённно-деформированное состояние приконтурного массива вокруг выработки с учётом образования зон запредельного деформирования было исследовано в работе¹.

При этом авторы рассматривают два крайних случая.

В первом случае для идеально-хрупкого массива длительный модуль спада M_∞ полного графика деформирования стремится к бесконечности и $r_{2-3} = r_{1-2}$, т.е. область 2 (запредельного деформирования) не образуется. Во втором случае идеально — пластичного массива M_∞ стремится к нулю, $r_{2-3} = 1$, т.е. не образуется область 3 (предельного равновесия с остаточной прочностью или руинного разрушения).

Анализ полученных результатов (рис. 2.21) показывает, что тангенциальные напряжения σ_θ имеют максимум на границе раздела r_{1-2} между областью допредельного разрушения и областями разрушения.

С увеличением склонности пород к хрупкому разрушению максимум напряжений при прочих равных условиях остаётся на прежнем уровне, но смещается в глубь породного массива. В распределении радиальных напряжений σ_r качественных изменений практически не происходит.

Радиальные смещения на контуре и в приконтурном массиве (рис. 2.20, б) в идеально-хрупких породах больше, чем в идеально-пластичных, что объясняется большими размерами области разрушения в первом случае.

Но особенно резко возрастают радиальные смещения при проявлении дилатансии, когда $\beta > 1$, где β — степень разрыхления пород при разрушении, вычисляется как удвоенная величина коэффициента поперечной деформации на запредельной стадии деформирования.

¹ *Баклашов И.В.* Деформирование и разрушение породных массивов. — М.: Недра, 1988. — 271 с.

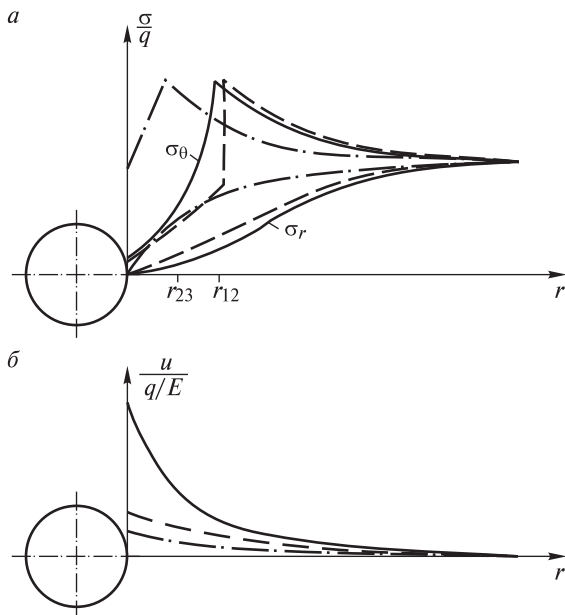


Рис. 2.21. Графики распределения напряжений (*а*) и смещений (*б*) вокруг выработки при запредельном деформировании массива пород. Пунктир — идеально-хрупкий массив; штрихпунктир — идеально-пластичный массив; сплошные линии — реальный массив, проявляющий свойства запредельного деформирования и дилатансии

Резко увеличиваются размеры областей разрушения пород по мере возрастания склонности пород к хрупкому разрушению, с увеличением дилатансии и по мере уменьшения $[\sigma_{\text{ост}}]$. При $[\sigma_{\text{ост}}] = 0$ породы переходят в состояние руинного разрушения и полностью теряют устойчивость, а r_{1-2} стремится к бесконечности.

В заключение необходимо сказать, что изложенные представления о характере геомеханических процессов вокруг одиночных выработок сформулированы в условиях применения к массивам пород моделей сплошных сред. По-видимому, при использовании более адекватных моделей, в частности, моделей иерархично-блочных сред, характер развития геомеханических процессов будет иным и на это указывают развиваемые в последнее время представления об образовании вокруг выработок

кольцеобразных чередующихся зон ненарушенных и разрушенных пород¹. Но и в этом случае представления об образовании зон неупругих деформаций и разрушений, непосредственно примыкающих к контуру выработки, не теряют силу.

2.2.3. Особенности напряжённо-деформированного состояния массива пород вокруг камерных выработок, призабойных областей и в местах сопряжений выработок

Рассмотренные закономерности напряжённо-деформированного состояния массива пород в окрестности протяжённых одиночных горных выработок не отражают всех конкретных геомеханических ситуаций, реально имеющих место на современных горных предприятиях. Полученные решения можно рассматривать лишь как базовые, в сравнении с которыми реальные объекты будут обладать какими — либо особенностями.

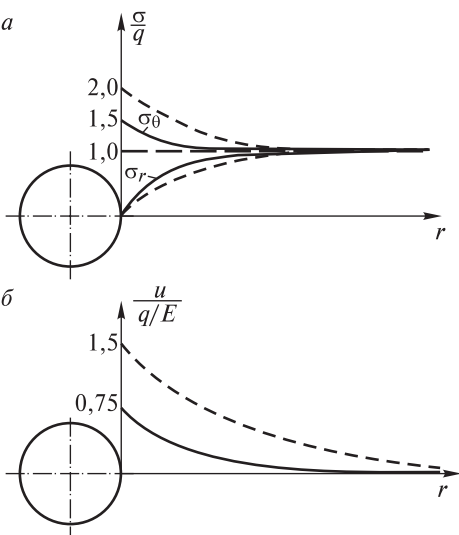
В частности, геомеханические процессы вокруг камерных выработок, призабойных областей и сопряжений выработок имеют особенности, связанные с их геометрией. В этом случае для анализа полей напряжений и деформаций уже нельзя ограничиваться рассмотрением плоских поперечных сечений и следует рассматривать объёмные задачи, однако при этом резко возрастают математические трудности.

В настоящее время подобные решения в аналитической форме получены для упругих моделей массива только для простейших схем.

В частности, известно аналитическое решение объёмной задачи теории упругости для сферической выемки в условиях равнокомпонентного поля начальных напряжений. При более сложных случаях решение подобных задач может быть получено лишь с применением численных методов математического моделирования или на физических моделях.

¹ Открытие № 400: Явление зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок // Шемякин Е.И., Курленя М.В., Опарин В.Н., Рева В.Н., Глушихин Ф.П., Розенбаум М.А. — Опул. в БИ. 1992. № 1.

Рис. 2.22. Сопоставление распределения напряжений (а) и смещений (б) вокруг сферической (камерной) (сплошные линии) и протяжённой (кругового сечения) выработок (пунктирные линии) при допредельном деформировании пород



Применяя упомянутое аналитическое решение объёмной задачи к камерным выработкам или призабойной области выработки, соответственно, полагая контур выработки или забоя сферой, а поле естественных напряжений массива гидростатическим ($\sigma_1^\infty = \sigma_2^\infty = \sigma_3^\infty$), компоненты напряжений определяются формулами в сферической системе координат ($\theta; r; \varphi$)

$$\sigma_\theta = \sigma_\varphi = \sigma_1^\infty [1 + a^3/2r^3] \quad (2.35)$$

$$\sigma_r = \sigma_1^\infty [1 - a^3/r^3].$$

Анализ выражений (2.35) показывает (рис. 2.22), что максимальный коэффициент концентрации напряжений в данном случае составляет 1,5, что существенно меньше, чем для плоской постановки, т.е. для протяжённой выработки.

Также меньше и размеры зоны влияния, в частности, уже на расстоянии $L = 0,8d$ от контура выработки компоненты напряжений весьма мало отличаются от таковых в нетронутом массиве. Это обусловлено тем, что для сферических полостей величины напряжений находятся в обратной зависимости от расстояния до контура в третьей степени, а не во второй — как для плоских сечений.

Радиальные смещения контура камерной выработки в два раза меньше, чем в приконтурном массиве для протяжённой выработки.

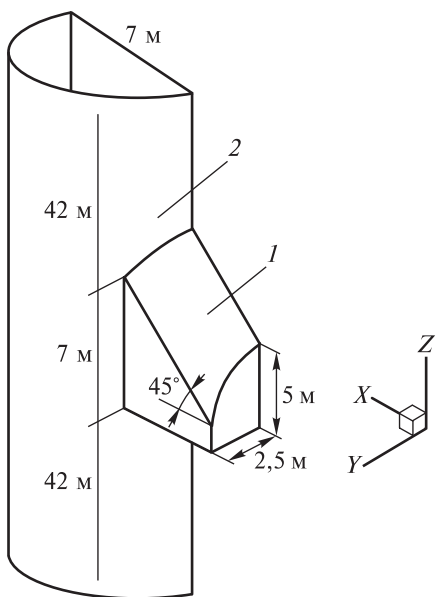


Рис. 2.23. Расчётный фрагмент для определения напряжённо-деформированного состояния массива в окрестности сопряжения вертикального ствола и горизонтальной выработки околоствольного двора:

1 и *2* — соответственно поверхности сопряжения и участка вертикального ствола, примыкающего к сопряжению

Условия запредельного деформирования пород вокруг камерных выработок были исследованы в работе¹, и анализ полученных результатов также показал, что все параметры геомеханических процессов для камерных выработок по сравнению с протяжёнными

суущественно ниже. В принципе подобный результат не является удивительным, поскольку деформирование пород происходит в более стеснённых условиях объёмного нагружения.

С целью анализа особенностей развития геомеханических процессов вокруг сопряжений горных выработок также необходимо рассматривать объёмную задачу.

Решение одной из таких задач, выполненное методом граничных элементов приведено в работе².

На рис. 2.23 приведён расчётный фрагмент указанной задачи о распределении напряжений и смещений пород в окрестности сопряжения вертикального ствола кругового поперечного сечения со сводчатой горизонтальной выработкой околоствольного двора.

Анализ результатов исследования напряжённо-деформированного состояния указанного сопряжения выработок

¹ *Баклашов И.В.* Деформирование и разрушение породных массивов. — М.: Недра, 1988. — 271 с.

² *Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., Борисов В.Н.* Геомеханика. Т. 2. Геомеханические процессы. — М.: Изд-во МГГУ, 2004. — 249 с.

показывает, что максимальные касательные напряжения концентрируются в угловых точках поверхности сопряжения, а максимальные нормальные напряжения — на боковых поверхностях сопряжения. При этом зоны разрушения (если они появляются) локализуются в первую очередь вблизи угловых точек и в кровле околоствольного двора.

2.2.4. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг систем из нескольких выработок

На современных горных предприятиях лишь сравнительно небольшая часть выработок — одиночные — не испытывает влияния соседних выработок. 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. Разработаны также и приближенные методы решения подобных задач.

Результаты теоретического изучения, а также практический опыт проведения и эксплуатации горных выработок позволяют заключить, что напряжения вокруг взаимовлияющих выработок в наиболее сильной степени зависят от пространственного расположения по отношению к компонентам поля напряжений в нетронутым массиве, их размеров, конфигурации сечений, размеров целиков между ними и числа сближенных выработок.

Вполне очевидно, что взаимное влияние протяжённых выработок, одинаковых по размерам поперечных сечений, теоретически начнет сказываться, когда расстояния между их контурами будет меньше трех диаметров сечений.

На рис. 2.24 показано распределение напряжений в окрестности двух выработок одинакового кругового поперечного сечения, расположенных на одном горизонте при различных типах естественных полей напряжений.

Из данных рис. 2.24 следует, что при сближенных выработках тангенциальные напряжения σ_θ на их контуре могут увеличиться в 2 раза и более, при этом напряжение σ_θ на контуре выработок со стороны целика (в точке Б) растет 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.

Если сближенные выработки располагаются на разных горизонтах, то закономерности распределения напряжений изменяются (рис. 2.25).

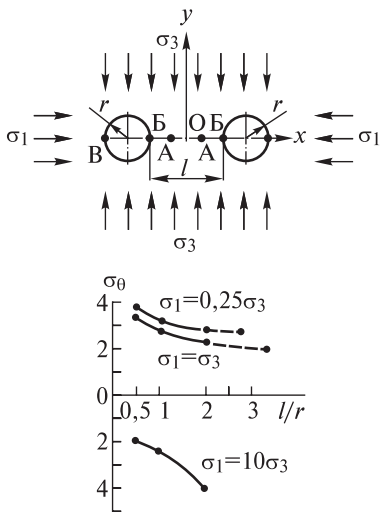


Рис. 2.24. Тангенциальные напряжения σ_θ (в долях σ_3) в стенках (т. Б) сближенных выработок на одном горизонте в зависимости от ширины целика между ними при различном напряженном состоянии нетронутого массива

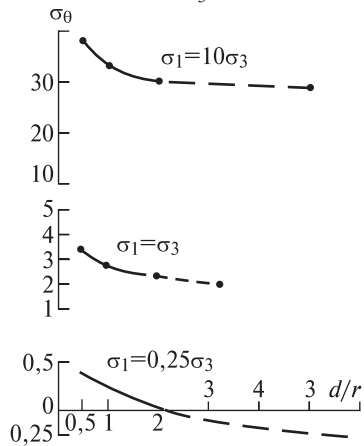
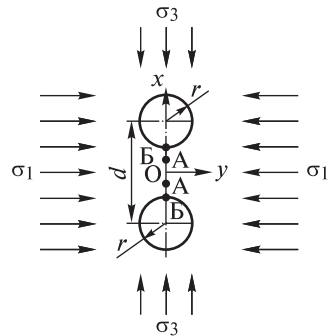


Рис. 2.25. Тангенциальные напряжения σ_θ (в долях σ_3) в кровле и почве (т. Б) сближенных выработок на разных горизонтах в зависимости от расстояния между их центрами при различном напряженном состоянии нетронутого массива

В частности, по мере увеличения целика напряжения в точках кровли и почвы выработок (т. Б) плавно снижаются, но для естественного напряжённого состояния массива, соответствующего гипотезе А.Н. Динника, напряжения могут изменить знак при больших расстояниях между центрами выработок.

Анализ графиков рис. 2.24 и 2.25 показывает, что существенную роль в распределении напряжений в массиве пород играет ориентация максимального главного сжимающего напряжения нетронутого массива по отношению к системе выработок. Наилучшие условия возникают, когда максимальное напряжение действует вдоль линии центров сечений выработок, наихудшие — при действии в перпендикулярном направлении.

При увеличении числа сближенных выработок, отмеченные закономерности сохраняются; изменяются лишь фактические значения действующих напряжений. В частности, при условиях, приближающихся к одноосному сжатию поперёк линии центров системы из достаточно большого числа выработок, напряжение σ_θ на контуре каждой из них может достигать пятикратного значения по отношению к единичной выработке (при ширине целика $l = 0,2 r$).

Особое значение для практики имеет случай, когда поперечные сечения взаимодействующих выработок существенно различны.

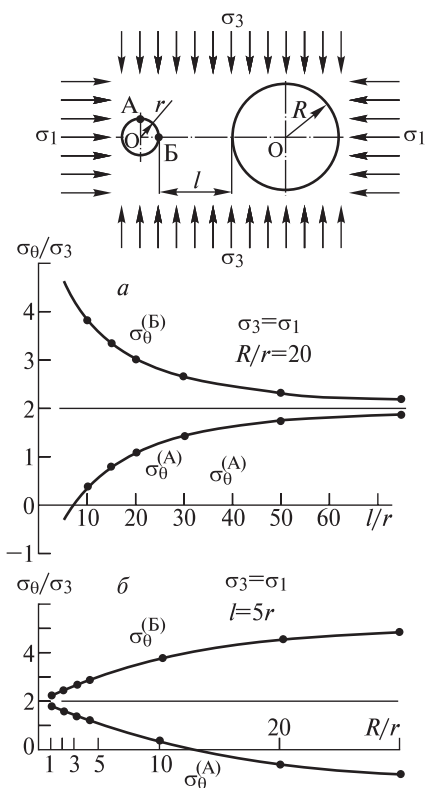


Рис. 2.26. Тангенциальные напряжения σ_θ (в долях σ_3) на контуре выработки (точки А и Б) в зависимости от ширины целика (а) и при различных соотношениях радиусов сближенных выработок (б)

Поскольку область влияния одиночной выработки прямо пропорциональна радиусу сечения выработки, то очевидно, что наиболее ощутимо влияние сближенных выработок скажется на распределении напряжений вокруг выработки меньшего сечения. На рис. 2.26 приведены зависимости напряжения σ_θ на контуре выработки меньшего сечения в точках А и Б от размера целика между сближенными выработками при отношении радиусов их сечений ($R/r = 20$), а также в зависимости от отношения радиусов R/r при постоянной ширине целика ($l = 5r$) в условиях гидростатического напряженного состояния нетронутого массива.

Из рис. 2.26 следует, 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 $b \geq 1-1,5D$ (где $D = 2R$). Выработка меньшего сечения на напряжения вокруг выработки большего сечения практически не влияет.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ
КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК
И СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ
СООРУЖЕНИЙ**

**3.1. ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ КАПИТАЛЬНЫХ
ВЫРАБОТОК И СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ
СООРУЖЕНИЙ**

Капитальные выработки и подземные сооружения с точки зрения геомеханики пород представляют особый класс горных объектов, одна из основных особенностей которых заключается в длительном или неопределённо длительном сроке эксплуатации. Также капитальные выработки и основные выработки подземных сооружений часто представляют собой протяжённые одиночные выработки или одиночные выработки камерной формы. Протяжённые выработки могут иметь длину до нескольких километров и площади поперечного сечения от 16 до 40 м², камерные выработки могут быть с плановыми линейными размерами до нескольких сотен метров и высотой в несколько десятков метров.

При таких размерах эффективные структурные неоднородности обычно представлены крупноблоковой трещиноватостью или структурными неоднородностями других видов с аналогичными линейными параметрами, при этом линейные размеры структурных блоков составляют 1–2 м. Для таких структурных неоднородностей сцепление по контактам естественных трещин исчисляется долями мегапаскалей, пределы прочности при растяжении приближаются к нулю, а углы внутреннего трения составляют 20–30 градусов.

Задачи управления геомеханическими процессами в капитальных горных выработках и выработках подземных сооружений заключаются в следующем:

а) обеспечение необходимых требований к форме и размерам выработок в течение всего времени существования с точки зрения обеспечения нормальных условий выполнения технологических операций при добыче полезных ископаемых или эксплуатации сооружений;

б) обеспечение безопасных условий работы людей и механизмов на протяжении всего срока эксплуатации выработок;

в) выбор наиболее экономичных мероприятий по обеспечению устойчивости выработок и их поддержанию.

Исходя из этого, управление геомеханическими процессами при проведении капитальных выработок и выработок подземных сооружений осуществляется путём *выбора оптимальных форм и размеров поперечных сечений, их оптимальной ориентации* относительно компонентов поля естественных напряжений массива пород и преобладающих систем структурных неоднородностей, а также путём выбора *методов поддержания* или необходимых *видов крепей* и расчёта их параметров.

Поскольку характер геомеханических процессов и виды проявлений горного давления фактически определяются соотношением величин действующих напряжений и деформационно-прочностных характеристик окружающего массива пород, мероприятия по управлению геомеханическими процессами в приконтурном массиве выработок и обеспечению их устойчивости могут быть направлены:

- на снижение действующих напряжений в приконтурном массиве;
- на целенаправленное изменение (повышение или уменьшение) деформационной способности и прочностных характеристик приконтурной части массива.

При этом необходимо учитывать, что в реальных условиях эти два направления весьма тесно связаны и любое изменение напряжённого состояния влечёт и изменение свойств приконтурного массива, а изменение свойств, в свою очередь,

немедленно сказывается на степени напряжённости массива. Рассматривать эти направления отдельно имеет смысл только с методической точки зрения.

3.2. МЕТОДЫ СНИЖЕНИЯ ДЕЙСТВУЮЩИХ НАПРЯЖЕНИЙ В ПРИКОНТУРНОМ МАССИВЕ ВЫРАБОТОК

Снижение величин действующих напряжений в приконтурном массиве выработок можно достигать следующими способами.

1. Исключать или по мере возможности снижать опасность возникновения зон растягивающих напряжений или зон высоких концентраций сжимающих напряжений в приконтурных областях массива.

Этого можно достичь путём придания выработкам оптимальных форм поперечных сечений, которые определяются как видом и параметрами напряженного состояния массива пород, так и его структурными особенностями.

Традиционные представления о наиболее устойчивых формах поперечных сечений выработок складывались, главным образом, на основе практического опыта проведения работ в условиях малосвязных грунтов или сравнительно непрочных осадочных пород.

Указанным массивам пород в меньшей степени свойственны упорядоченные структурные неоднородности, по своим свойствам они приближаются к сыпучим средам с той или иной степенью связности между отдельными частицами. Этим же массивам более свойственны естественные поля напряжений, обусловленные лишь гравитационными силами.

В подобных условиях справедливо полагают, что в массиве пород однородного строения при равнокомпонентном поле естественных напряжений наиболее устойчивой формой сечения выработок является круговая, т.е. осесимметричная. Подобную форму сечения широко применяют для вертикальных стволов, но она менее удобна и реже применяется для горизонтальных выработок.

С точки зрения эксплуатации для горизонтальных выработок наибольшее применение находят сводчатые формы поперечных сечений. При этом *управление состоянием приконтурного массива*

возможно за счёт правильного выбора параметров свода выработок в соответствии с особенностями напряжённого состояния конкретного массива.

Поскольку основная цель придания сводчатой формы выработкам заключается в исключении зоны растягивающих напряжений в кровле выработок, параметры свода могут быть определены на основании зависимостей, приведенных на рис. 2.16.

В то же время при выраженной анизотропии свойств или неравнокомпонентном напряжённом состоянии массива круговая форма поперечного сечения не является оптимальной.

В частности, при явно выраженной слоистости или напластовании пород в массиве устойчивыми формами поперечных сечений могут являться сечения выработок с плоской кровлей или сечения, контур которых образован ломаной линией (рис. 3.1).

На рис. 3.2 показан общий вид сечения горизонтальной выработки в условиях прочностной анизотропии массива пород, обусловленной структурными неоднородностями.

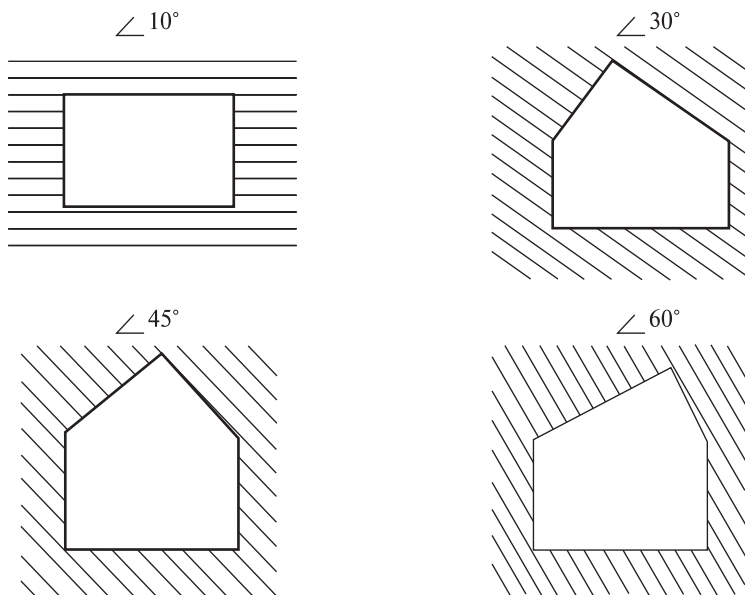


Рис. 3.1. Устойчивые формы поперечных сечений горных выработок при ярко выраженной анизотропии свойств массива пород

При неравнокомпонентном поле начальных напряжений массива осесимметричная форма поперечных сечений также не является оптимальной.

Как следует из общих закономерностей распределения напряжений вокруг выработок, в неравнокомпонентном поле напряжений ($\sigma_1 \neq \sigma_2$) вообще, а при действии тектонических напряжений $\sigma_1 = \sigma_T$, в частности, наиболее устойчивой формой поперечного сечения является эллиптическая. Об этом, в частности, свидетельствуют типичные формы сечений вертикальных выработок (рудоспусков) Центрального рудника ОАО «Апатит» после нескольких лет эксплуатации (рис. 3.3).

Выбор устойчивых форм поперечных сечений горизонтальных выработок также необходимо производить с учётом направления действия максимального компонента поля напряжений, в частности, $\sigma_3 = \sigma_T$ (рис. 3.4).

Например, при субгоризонтальном направлении $\sigma_3 = \sigma_T$ более устойчивы выработки с шириной больше высоты и с уменьшенным подъёмом свода, а также с шатровой формой поперечных сечений (рис. 3.4, а, в). При наклонном направлении $\sigma_3 = \sigma_T$ более устойчивы выработки со скошенным сопряжением кровли и стенки или со смещённым положением шатровой кровли (рис. 3.4, б, г).



Рис. 3.2. Общий вид сечения горизонтальной выработки в условиях прочностной анизотропии массива пород, обусловленной структурными неоднородностями (рудник «Плотина», комбинат «Карелслюда», Кольский полуостров)



Рис. 3.3. Типичная форма сечения вертикальной выработки (рудоспуска) в условиях неравнокомпонентного поля напряжений (рудник «Центральный» ОАО «Апатит», Кольский полуостров)

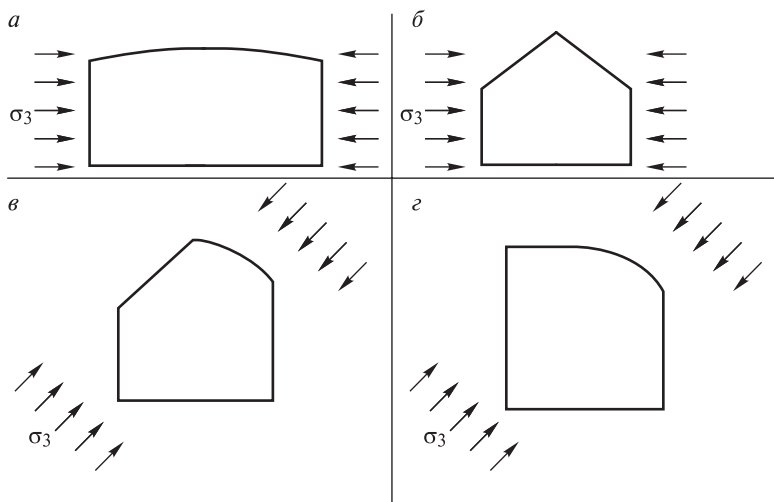
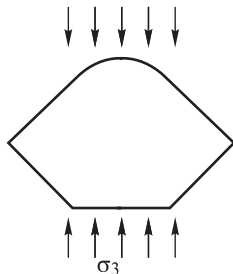


Рис. 3.4. Устойчивые формы поперечного сечения выработок при горизонтальном и наклонном направлении действия максимальных напряжений $\sigma_3 = \sigma_T$: *a* — слабосводчатая или плоская кровля; *б* — кровля со скошенным сопряжением кровли со стенкой; *в* — шатровая; *г* — кровля со смещённым шатром

При субвертикальном направлении тектонического компонента $\sigma_3 = \sigma_T$ целесообразно применять формы поперечного сечения, показанные на рис. 3.5.

2. Выбирать оптимальную ориентацию сечений выработок и оптимальные расположения выработок относительно компонентов поля напряжений и преобладающих систем структурных неоднородностей.

Оптимальная ориентация сечений выработок и их расположение в пространстве может быть выполнена на основе особенностей образования зон разрушений в приконтурном массиве вокруг рассматриваемых выработок.

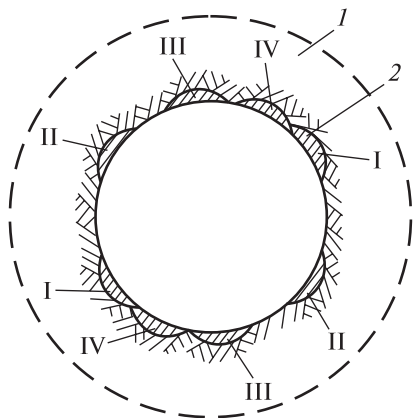


Расчёты параметров зон разрушения пород и зон возможных вывалов с использованием формул (2.34) в приконтурном массиве вертикального ствола с различными формами поперечных сечений для типичных условий

Рис. 3.5. Устойчивая форма сечения выработки при субвертикальном действии максимальных напряжений

Рис. 3.6. Схема расположения зон возможного скола по естественным трещинам вокруг ствола кругового поперечного сечения (глубина $H = 600$ м, диаметр сечения 6 м, сцепление по поверхности трещин $[\tau_{тр}] = 10$ кгс/см²):

I — зона возможного скола под действием максимального и минимального главных напряжений; *2* — зоны возможного скола под действием промежуточного и минимального главных напряжений; *I*, *II*, *III*, *IV* — соответственно зоны скола по различным системам естественных трещин. Зона возможных вывалов заштрихована



скального массива со структурными неоднородностями — системами крупноблоковых трещин показывают, что

- при круговой форме сечения ствола параметры зон вывалов не зависят от ориентации осей сечения в пространстве и с этой точки зрения оптимизация расположения ствола круговой формы поперечного сечения невозможна (рис. 3.6);
- при эллиптической и прямоугольной формах сечений оптимизация возможна, при этом в основу может быть положен принцип сосредоточения зон возможных вывалов по системам трещин с наибольшей вероятностью (частотой) на возможно меньших длинах контура (рис. 3.7).

При этом заметим, что, изменяя ориентацию сечения ствола в пространстве по отношению к преобладающим системам структурных неоднородностей, нельзя уменьшить радиальную протяжённость зон возможных вывалов, но можно снизить степень распространённости её по контуру сечения.

Таким образом, можно констатировать, что при блочном строении массива каждой форме поперечного сечения, в частности, для вертикальных выработок (за исключением круговой, т.е. осесимметричной) соответствует своя оптимальная ориентировка осей симметрии относительно преобладающих систем структурных неоднородностей.

Оптимальная ориентация сечений может быть выбрана и относительно направлений компонентов естественного поля

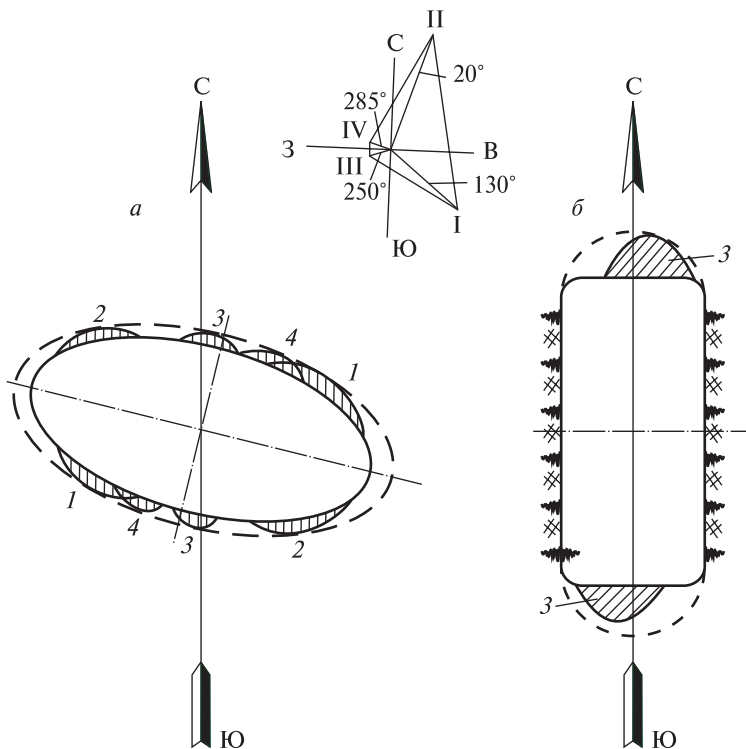


Рис. 3.7. Оптимальная ориентация эллиптического (а) и прямоугольного (б) сечений вертикального ствола в массиве скальных трещиноватых пород; 1, 2, 3, 4 — соответственно зоны возможных вывалов по трещинам различных систем

напряжений рассматриваемого массива. В частности, как элемент управления геомеханическими процессами *в случае применения эллиптических форм сечений выработок длинная ось эллипса должна быть ориентирована параллельно максимальному вектору напряжения σ_3 .*

В принципе, для создания наиболее равномерного распределения напряжений по всему контуру сечения выработки соотношение большой и малой полуосей эллипса (a и b) должно приближаться к отношению главных напряжений естественного поля напряжений $a/b = \sigma_3/\sigma_1$.

Для горизонтальных выработок весьма эффективным средством повышения устойчивости является определение их оп-

тимальной ориентации в плане относительно господствующих систем структурных неоднородностей.

Для нахождения оптимальной ориентации по неравенствам (2.34) рассчитываются зоны возможных вывалов в кровле и стенках выработок с учётом вероятностей разрушений по конкретным системам неоднородностей (трещин) при различных положениях выработок (рис. 3.8).

Затем, сопоставляя суммы вероятности разрушений при различных положениях выработок, выбирают ориентацию с минимальными разрушениями.

Необходимо при этом отметить, что данный подход в максимальной степени может быть использован только для подземных сооружений, если имеется возможность неограниченного манёвра направлением выработок в пространстве. Для горных предприятий и гидротехнических сооружений выбор направлений выработок обычно существенно ограничен жёсткой привязкой к параметрам рудного тела или водного объекта.

В условиях действия тектонических напряжений $\sigma_1 = \sigma_T$, существенно превышающих гравитационные напряжения, важную роль играет ориентация горизонтальных капитальных выработок относительно направления действия тектонических сил. Их рационально проводить в направлении, наиболее

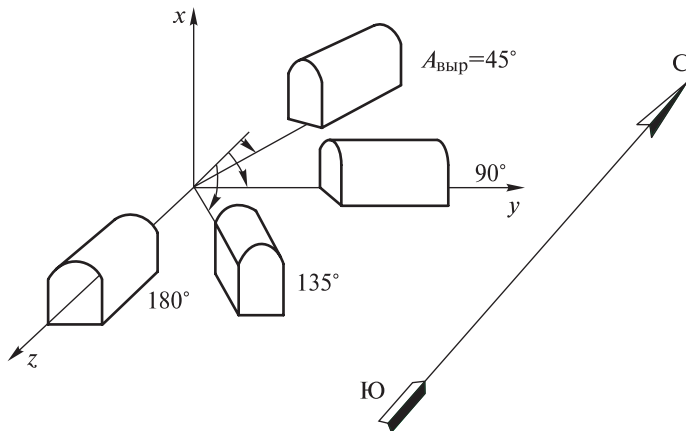


Рис. 3.8. Расчётная схема к определению оптимального направления горизонтальной выработки в массиве пород с известными системами структурных неоднородностей

близком к направлению действия тектонических сил. В этом случае нормальные напряжения на контуре распределяются более равномерно по периметру выработки $\sigma_n = \sigma_1$; $\sigma_\theta = 0,76\sigma_1$ (рис. 3.9, а).

Если же ориентировать выработки в направлении, перпендикулярном действию тектонических сил, то $\sigma_\theta = 0,76\sigma_1$, а $\sigma_n = 2,6\sigma_1$.

Отсюда следует, что *горизонтальные выработки в условиях неравнокомпонентного поля напряжений относительно более устойчивы, когда их наибольший размер (длина выработки) расположен вдоль действия максимального главного напряжения естественного поля напряжений.*

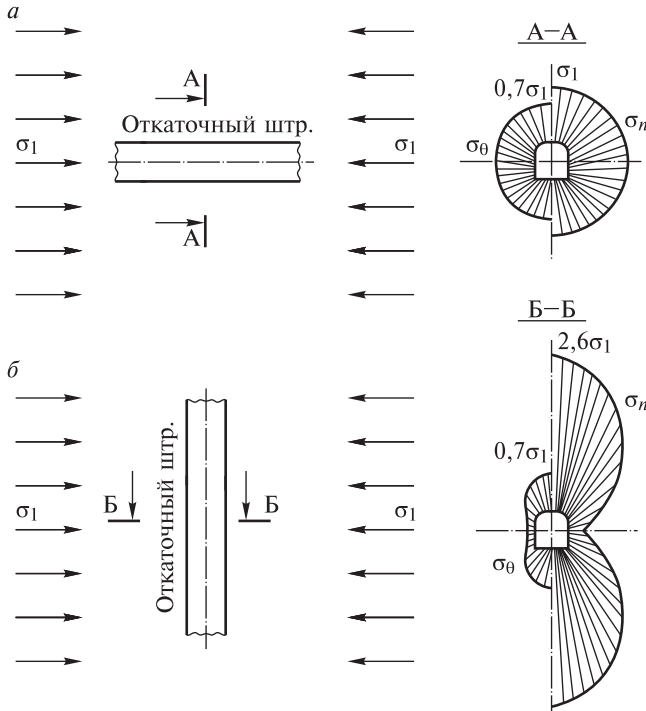


Рис. 3.9. Распределение напряжений на контуре горизонтальных выработок, пройденных по направлению действия горизонтальных тектонических сил (а) и перпендикулярно к этому направлению (б):

σ_1 — горизонтальные тектонические силы; σ_θ — тангенциальные напряжения
 σ_n — напряжения, направление которых параллельно оси выработки

Если же горизонтальные выработки по условиям технологии невозможно расположить в оптимальном направлении, то им целесообразно придавать шатровую форму свода (рис. 3.10), которая наиболее устойчива вследствие уменьшения размеров зоны хрупкого разрушения пород на контуре. Параметры расчетного контура сечения для условий Хибинских апатито-нефелиновых рудников определяются соотношениями: $m = (0,10 - 0,15)d$; $r = 0,75d$, $d' = 0,9d$.

Системы сближенных выработок в массивах с негидростатическим распределением напряжений или при ярко выраженной анизотропии упругих свойств пород целесообразно располагать таким образом, чтобы линия их центров совпала с направлением наибольшего главного напряжения или с направлением в массиве, по которому модуль упругости имеет максимальное значение (например, для слоистого массива — перпендикулярно к слоистости).

3. Минимизировать неизбежно возникающие зоны высоких напряжений при проходке выработок.

После образования очередного участка выработки в результате взрывания комплекта шпуров или механического разрушения вследствие воздействия рабочих органов машин породы вокруг выработки, практически, мгновенно упруго деформируются. При этом упругое деформирование охватывает значительную область вокруг забоя выработки, а также и вокруг ранее пройденной части этой же выработки на некотором расстоянии позади забоя.

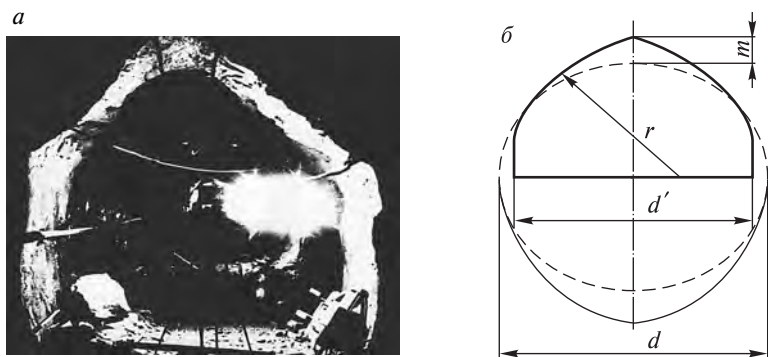


Рис. 3.10. Шатровая форма свода горизонтальной выработки: а — общий вид; б — схема построения расчетного контура сечения

В результате этого 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.

При этом важно подчеркнуть, что это отставание постоянной крепи необходимо осуществлять не только с целью её предохранения от воздействия взрывных работ, если проходку осуществляют буровзрывным способом (очень распространённое мнение), но и от указанного воздействия упругих деформаций.

Фактически, *выбор и обоснование величины отставания установки постоянной крепи от забоя* является элементом управления геомеханическими процессами в приконтурном массиве пород.

При сооружении выработок неизбежно возникают зоны перенапряжённых пород, что вызывается технологией проходки или необходимостью осуществления различных схем сопряжений выработок. В частности, при применении взрывных работ неизбежно получение негладкого контура выработок и дополнительных динамических воздействий на приконтурный массив.

Ранее было показано, что все неровности контура с геомеханической точки зрения представляют собой концентраторы напряжений, а технологические воздействия дополнительно ослабляют массив и обуславливают возникновение зон разрушений в приконтурном массиве. Отсюда логически вытекает рекомендация для повышения устойчивости выработок применять методы проходки, обеспечивающие максимальную гладкость контуров и минимальные воздействия на законтурный массив.

Эти рекомендации могут быть реализованы либо с применением специальных методов буровзрывных работ (контурного или гладкого взрывания) или путём перехода на технологии безвзрывного разрушения пород (методами механического или химического разрушения пород — бурения, резания, выщелачивания и пр.).

Перенапряжённые зоны неизбежно возникают и при проходке выработок, в частности, при сбойке выработок или их

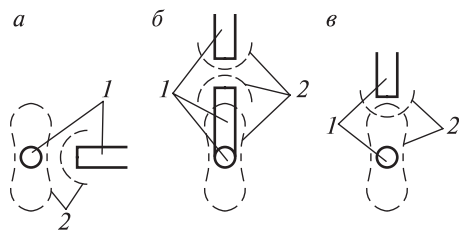


Рис. 3.11. Условия сбойки выработок различного направления: *а* и *б* — оптимальные варианты; *в* — неблагоприятный вариант; 1 — горные выработки (вертикальные и горизонтальные); 2 — контур зоны повышенных напряжений

сопряжении. Учитывая особенности распределения напряжений в приконтурном массиве выработок, в качестве элемента управления состоянием массива пород на практике стремятся по возможности быстрее миновать зону взаимного влияния выработок, т.е. зону повышенных напряжений, для чего выработки стараются сопрягать под прямым углом.

При проведении сбоек между параллельными выработками или при Т-образном пересечении выработок предварительно делают небольшие засечки в стенках соединяемых выработок, и затем производят сбойку из этих засечек. В этом случае область взаимного влияния также уменьшается, поскольку, напряжения впереди забоя выработок уменьшаются пропорционально кубу расстояния от контура выработки, тогда как со стороны стенок — пропорционально квадрату этого расстояния.

В условиях резко неравнокомпонентного поля естественных напряжений (при гравитационно-тектоническом поле) сбойку и сопряжение выработок рекомендуется выполнять в наименее напряжённых зонах по схемам, приведенным на рис. 3.11.

3.3. МЕТОДЫ ЦЕЛЕНАПРАВЛЕННОГО ИЗМЕНЕНИЯ ДЕФОРМАЦИОННО-ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА

Второе направление — целенаправленное изменение (повышение или снижение) деформационной способности и прочностных характеристик приконтурной части массива также можно реализовать различными способами.

1. Искусственное упрочнение пород вокруг выработок.

Упрочнение пород приконтурного массива, в основе которого обычно лежит повышение значений сцепления и углов внутреннего трения по различным поверхностям структурных неоднородностей, можно осуществлять различными способами:

физико-химическими (цементация, глинизация, битумизация);

химическими (силикатизация, использование синтетических смол);

электромеханическими (электроуплотнение, электроосушение, электросиликатизация);

термическими (электроплавление, обжиг, замораживание);

механическими (воздействие избыточного атмосферного давления, уплотнение пород взрывом).

В практике проведения и эксплуатации капитальных выработок, наибольшее распространение получило тампонирование (инъектирование) массива цементными, цементно-песчаными растворами и синтетическими смолами. Растворы, предназначенные для упрочнения пород, должны обладать высокой проникающей способностью, после отверждения обеспечивать требуемую степень упрочнения массива, быть устойчивыми к агрессивной среде, иметь низкую стоимость.

Эффективность тампонирования во многом определяется интенсивностью и степенью раскрытости трещиноватости. В зависимости от параметров трещин (ширины раскрытия, длины, их числа) установлены следующие границы эффективного применения того или иного вида инъекционного воздействия: цементные растворы эффективны при минимальных размерах трещин до 0,15–0,20 мм; глинистые растворы — до 0,10 мм; битумные растворы — до 1,5–2,0 мм. Существует предельная глубина тампонирования (обычно 1,5–2,5 м), которая определяется границами области раскрытых трещин.

Цементация приконтурного массива является эффективным способом упрочнения трещиноватых горных пород; предел прочности контакта затвердевшего цементного раствора с поверхностью пород на разрыв составляет $[\sigma_p] = 0,8 \div 1,2$ МПа и изменяется в зависимости от используемого вида цемента, качества и количества добавляемого песка, глины и воды.

Способ химического укрепления пород заключается в нагнетании закрепляющего состава на основе различных смол в законтурный массив через заранее пробуренные скважины. Эффективность применения полимерных составов для повышения устойчивости трещиноватых пород определяется прочностью адгезионной связи пограничного слоя «полимер — горная порода». В наибольшей мере этому требованию удовлетворяют эпоксидные смолы. Преимуществом химических растворов является их повышенная способность проникновения в трещины с раскрытием до 0,01 мм. В то же время высокая стоимость химических материалов, в ряде случаев их токсичность сдерживают применение этого способа в шахтном и гидротехническом строительстве.

С целью преодоления указанных недостатков институтом Бергбау-Форшунг (Эссен, ФРГ) разработан способ укрепления угля и вмещающих пород нетоксичными полиуретановыми смолами. К настоящему времени применение нагнетаемых полиуретанов на шахтах Рурского угольного бассейна составляет свыше 10 тыс. т в год.

В последнее время в практике строительства подземных сооружений в обводнённых лёссовых и глинистых породах иногда применяют электрохимический способ укрепления пород. Сущность его заключается в направленном изменении физико-механических свойств грунтов путём регулирования основных параметров электрического поля, дозировки электролитов, катализаторов и добавок. Однако в горнорудной практике этот способ применения пока не нашёл ввиду его слабой технической оснащённости.

К термическим способам воздействия на массивы с целью повышения их деформационно-прочностных свойств относятся специальные технологии проведения выработок с применением искусственного замораживания пород. В частности, эти способы применяют в случаях, когда достаточно повысить прочность пород приконтурного массива лишь на сравнительно короткий период времени, например, до возведения постоянной крепи.

Сущность способа замораживания заключается в том, что вокруг будущей выработки на участке пересечения неустойчи-

вых, в частности, плавунных пород создают непроницаемое прочное и устойчивое ледопородное ограждение, под защитой которого проводят выработки.

Для создания ледопородного ограждения бурят специальные скважины с земной поверхности или из забоя выработки, в которые устанавливают колонны труб — замораживающие колонки. Нагнетая по этим колонкам незамерзающую жидкость — хладоноситель, охлаждаемую до отрицательной температуры на замораживающей станции, отбирают естественное тепло от горных пород. В качестве хладоносителя обычно применяют водный раствор хлористого кальция — рассол, имеющий в насыщенном состоянии температуру замерзания -55° или, в последнее время, жидкий азот.

Эти способы находят широкое применение в метростроении, при проходке наклонных стволов Ингулецкого ГОКа, в Донбассе, на рудниках Кривбасса и др.

При строительстве подземных сооружений весьма эффективно применение кессонных способов проходки выработок. При этом породы приконтурного массива за счёт создания избыточного давления воздуха в призабойной зоне переводятся в условия объёмного напряжённого состояния, что резко изменяет в сторону увеличения их прочностные и деформационные свойства.

2. Искусственное повышение деформационных характеристик приконтурного массива.

В качестве одной из мер защиты горных выработок от возможных динамических проявлений горного давления (горных ударов или внезапных выбросов) широко применяются методы образования в приконтурном массиве разгрузочных щелей или зон, в пределах которых породы деформируются и разрушаются и тем самым снижается степень напряжённости массива.

Изменение деформационных характеристик приконтурного массива может быть достигнуто путём увлажнения пород или нагнетания в массив растворов поверхностно-активных веществ. В этих случаях увеличивается способность пород к пластическому деформированию, что также способствует снижению дей-

ствующих напряжений и уменьшению степени удароопасности и выбросоопасности массива.

3. Предотвращение изменения свойств пород приконтурного массива под влиянием агентов выветривания.

Для этого в выработках применяют изолирующие покрытия — торкрет- и набрызг-бетон и др.

4. Возведение в выработках того или иного вида крепей.

Методами воздействия на приконтурный массив с целью направленного изменения его свойств являются и методы возведения различных крепей в выработках, поскольку крепь горных выработок следует рассматривать как активный элемент системы «крепь — массив», состояние которой в равной степени определяется как деформационно-прочностными характеристиками приконтурного массива, так и самой крепи.

Это наглядно может быть проиллюстрировано графиком (рис. 3.12), 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 различные виды крепей в различной степени влияют на свойства массива пород.

Например, обычные деревянные стойки, устанавливаемые в распор, некоторую область пород в кровле переводят в объёмное напряжённое состояние и при этом деформационно-прочностные характеристики пород существенно возрастают. Такой же эффект наблюдается и при установке сборных крепей — тюбингов, бетонитов, если в надлежащей степени выполняется забутовка закрепного пространства.

Эффективность бетонных и железобетонных крепей определяется лишь тем, что они в определенной степени ограничивают деформации пород и предотвращают вывалы пород в выработку.

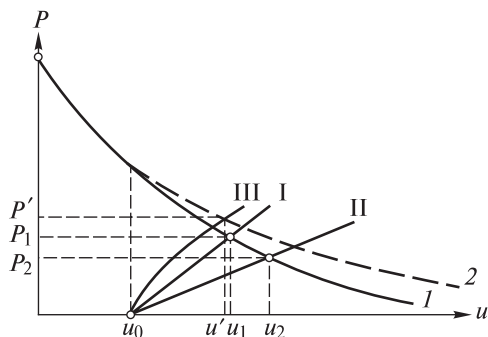


Рис. 3.12. Зависимости нагрузок на крепь от деформационных характеристик пород на контуре выработки и крепи:

I, 2 — характеристики деформирования пород на контуре выработки до и после установки штанговой крепи; *I, II* — характеристики деформирования крепей различных конструкций; *III* — характеристика деформирования штанговой крепи; *P, u* — соответственно давления на крепь и смещения пород на контуре выработки в зависимости от деформационных характеристик крепи и времени её включения в работу; *I, II* — характеристики деформирования крепей различных конструкций; *III* — характеристика деформирования штанговой крепи; *I, 2* — характеристики деформирования пород на контуре выработки до и после установки штанговой крепи; *P₁ и P₂, u₁ и u₂* — соответственно давления на крепь и смещения пород на контуре выработки в зависимости от деформационных характеристик крепи и времени её включения в работу

В то же время различные виды анкерной крепи активно влияют на предел прочности при растяжении и сцепление пород в приконтурной части массива, существенно повышая эти характеристики, вследствие введения в породы металлической арматуры и заполнения раскрытых трещин бетоном или смолами при железобетонных или полимерных штангах (на рис. 3.12 кривая деформирования пород после установки штанговой крепи смещается вверх).

Также активно (но в меньшей степени, чем анкерная крепь) воздействуют на свойства приконтурного массива набрызгбетонные виды крепи и полимерные покрытия, вследствие заполнения раскрытых трещин на поверхности выработок.

В зависимости от характера взаимодействия крепи и пород выделяется несколько режимов (рис. 3.13).

В частном случае крепь выработки может быть загружена отделившимися от массива небольшими объемами пород. При

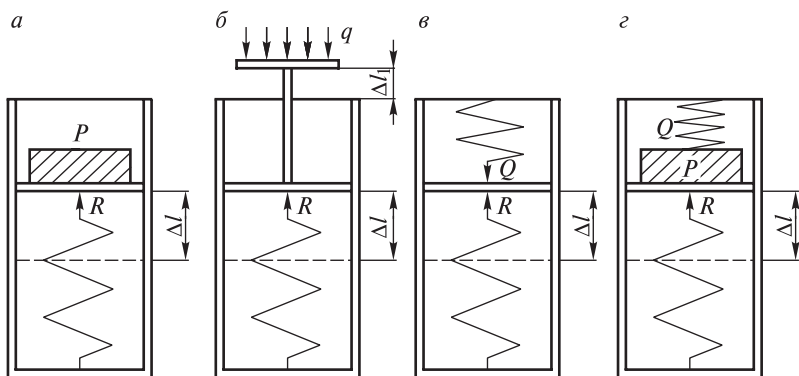


Рис. 3.13. Схемы режимов взаимодействия крепи выработок и массива окружающих пород:

a — режим заданной нагрузки на крепь [$R = P$; $\Delta l = f_1(P)$; Δl не влияет на P];
б — режим заданной деформации (R практически не влияет на Δl_1); *в* — режим взаимовлияющей деформации крепи и массива [$\Delta l = f(Q, R)$]; *г* — комбинированный режим [$\Delta l = f(P, Q, R)$]. Q и R — сопротивление соответственно пород и крепи; P — вес отделившихся объемов пород; q — напряжения в массиве пород вокруг выработок

этом смещения крепи практически не будут влиять на нагрузки на крепь. Подобный режим называют режимом *заданной нагрузки* (рис. 3.13, *a*).

Если же реактивное сопротивление крепи практически не влияет на перемещения поверхности контакта крепи с породой, такое взаимодействие называют режимом *заданной деформации* (рис. 3.13, *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. 3.13, *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. 3.13, *г*).

Выделение основных режимов взаимодействия крепи массива пород позволяет в каждом конкретном случае определять

наиболее вероятный режим работы крепи и в соответствии с этим рассчитывать и выбирать ее параметры.

Например, как показывают результаты исследований устойчивости капитальных выработок в условиях скальных трещиноватых массивов, крепи выработок в этом случае, как правило, работают в режиме заданной нагрузки и испытывают незначительное давление, обусловленное весом отделившихся структурных блоков или их частей, потерявших связь с массивом в результате скола или отрыва по поверхностям естественных трещин. В таких условиях крепь должна удовлетворять требованиям:

а) быть ограждающей, а не грузонесущей конструкцией, предотвращающей образование заколов и выпадение породы в выработку;

б) изолировать стенки от воздействия агентов 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 анкеров с набрызгбетонным покрытием стенок и кровли выработок.

3.4. МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОБНАЖЕНИЙ ПОРОД И ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ПОДДЕРЖАНИЮ ВЫРАБОТОК

Учитывая длительные, а иногда и неопределённо длительные сроки существования капитальных выработок и выработок подземных сооружений особое значение при решении вопросов управления геомеханическими процессами приобретают задачи оценки устойчивости обнажений пород, по результатам которых обосновываются и назначаются различные мероприятия по обеспечению безопасности горных работ и эксплуатации сооружений.

На основе общих представлений механики устойчивость какой-либо системы может быть охарактеризована условиями,

обеспечивающими сохранение ее состояния в течение заданного времени. Под устойчивым состоянием горных выработок (подземных сооружений) в горном деле понимают такое состояние выработок, когда в течение всего срока эксплуатации без дополнительных мероприятий обеспечивается безопасность работающих людей и нормально выполняется технологический цикл.

При этом устойчивость горных выработок будет обеспечиваться, если в течение необходимого периода, определяемого условиями эксплуатации, выработка будет сохранять, во-первых, необходимую форму и, во-вторых, размеры, обеспечивающие ее нормальное функционирование.

В геомеханике дополнительно выделяют понятие «устойчивость незакреплённой горной выработки» или «устойчивость обнажений пород в выработках», т.е. ещё до применения каких-либо искусственных мероприятий по обеспечению безопасных условий эксплуатации.

В такой постановке вопроса устойчивое состояние обнажений пород определяется соотношением действующих в массиве пород напряжений и деформационно-прочностных свойств пород. Поскольку величины действующих напряжений и деформационно-прочностные характеристики массивов пород, в свою очередь, определяются большим количеством разнонаправлено действующих факторов, целесообразна разработка классификаций породных массивов по устойчивости обнажений, в основу которых положены связи между геологическими и горно-техническими условиями и характеристиками проявлений геомеханических процессов.

В работе¹ предложен общий принцип построения подобных классификаций, который заключается в следующем:

- Состояние породных массивов признаётся *устойчивым*, если процессы деформирования в них соответствует восходящему участку полной диаграммы деформирования пород (см. рис. 1.1), при этом действующие напряжения меньше пределов прочности, поэтому предельное состояние пород не

¹ Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., Борисов В.Н. Геомеханика: в 2-х т. Т. 2. Геомеханические процессы. — М.: Изд-во МГГУ, 2004. — 247 с.

достигается, разрушения отсутствуют, и обрушений пород в выработку не происходит.

- Состояние породных массивов признаётся *средне устойчивым*, если процессы деформирования соответствуют нисходящему участку полной диаграммы деформирования пород, т.е. за пределами прочности пород, но ещё до пределов остаточной прочности. Породы в области запредельного деформирования частично разрушаются и способны к самообрушению под воздействием различных внешних факторов (сотрясения от взрывных работ, влияния процессов выветривания и др.).
- Состояние породных массивов признаётся *неустойчивым* при переходе массива из запредельного состояния в состояние остаточной прочности.
- Состояние породных массивов признаётся *сильно неустойчивым*, когда породы переходят в состояние руинного разрушения.

Руководствуясь этими общими принципами и учитывая иерархично-блочное строение массивов горных пород, можно выделить несколько категорий устойчивости приконтурного массива пород применительно к капитальным горным выработкам и выработкам подземных сооружений (табл. 3.1).

Определение категории устойчивости массивов пород в предлагаемой классификации может быть выполнено на основе различных методических подходов и критериев. При этом в принципе возможны два методических подхода:

- интегральный подход — оценки степени устойчивости массива без отдельного рассмотрения состояния структурных неоднородностей и структурных блоков;
- дифференциальный подход — отдельные оценки условий разрушений по контактам выделенных эффективных структурных неоднородностей и самих структурных блоков.

Примерами первого подхода являются, в частности, балльные оценки (числовые показатели, отражающие сумму баллов по различным факторам, определяющим устойчивость пород в обнажениях — характеристикам пород, слагающих массив, структурным особенностям массива, гидрогеологическим условиям и др.).

Категории устойчивости обнажений пород в капитальных выработках

| Категория | Характеристика разрушений пород приконтурного массива |
|--|--|
| <p style="text-align: center;">I Весьма устойчивые</p> | <p>Нет разрушений структурных неоднородностей, ограничивающих структурные блоки. Деформации структурных блоков соответствуют восходящему участку полной кривой деформирования пород. Напряжения в структурных блоках меньше пределов прочности пород. Зоны неупругих деформаций и разрушений не образуется</p> |
| <p style="text-align: center;">II Устойчивые</p> | <p>Есть разрушения по структурным неоднородностям, но нет разрушений структурных блоков. Как и в предыдущей категории деформации структурных блоков соответствуют восходящему участку полной кривой деформирования пород. Напряжения в структурных блоках меньше пределов прочности пород. Размеры зон неупругих деформаций и разрушений в приконтурном массиве меньше предельных (для условий массивов Кольского п-ва менее 0,4 м от контура), обеспечиваются условия нормальной безопасной эксплуатации выработок. Возможны единичные вывалы пород</p> |
| <p style="text-align: center;">III Средней устойчивости</p> | <p>Есть разрушения по структурным неоднородностям, но нет разрушений структурных блоков. Как и в предыдущей категории деформации структурных блоков соответствуют восходящему участку полной кривой деформирования пород. Напряжения в структурных блоках меньше пределов прочности пород. Однако размеры зоны разрушений больше предельных (для условий массивов Кольского п-ва более 0,4 м от контура). Не обеспечиваются условия нормальной безопасной эксплуатации выработок. Возможны массовые вывалы пород по всему контуру сечения выработки</p> |
| <p style="text-align: center;">IV Неустойчивые</p> | <p>Есть разрушения структурных неоднородностей и структурных блоков. Деформации структурных блоков соответствуют запредельному участку полной кривой деформирования пород. Напряжения в структурных блоках больше пределов прочности пород. Размеры зоны разрушений больше предельных (для условий массивов Кольского п-ва более 0,4 м от контура). Не обеспечиваются условия нормальной безопасной эксплуатации выработок. Возможны динамические формы проявлений горного давления</p> |

Примерами геомеханических классификаций массивов, использующих балльные оценки, являются классификации проф. З. Беньявского¹, Н. Бартона², Д. Лобшира³, Н.С. Булычёва⁴ и др.

Подходы по балльным оценкам эффективны на самых ранних этапах проектирования сооружений при остром недостатке данных инженерных изысканий или разведки месторождений. При этом основным общим недостатком подобных подходов является предположение о независимости факторов (прочности, трещиноватости, гидрогеологических условий и пр.), оцениваемых в баллах, что не в полной мере соответствует реальности.

Фактически интегральный подход заложен в строительных нормах и правилах СНиП 11-94–80, где для горизонтальных выработок рекомендовано в качестве критерия применять расчетное смещение незакрепленного контура за весь срок службы выработки. По величине смещений определяется категория и состояние устойчивости пород. Эта методика, основанная на обобщении огромного объема экспериментальных данных, дает хорошие результаты для массивов осадочных пород, однако в условиях скальных пород, где разрушение происходит при весьма малых деформациях, такой подход малопримем.

В отношении дифференциального подхода следует сказать, что в качестве условий разрушения по контактам структурных неоднородностей можно использовать неравенства (2.34).

Условия разрушения структурных блоков могут быть определены любым способом, где величины действующих напряжений в приконтурном массиве сравниваются с прочностными характеристиками пород. В частности, в СНиП 11-94–80 для вертикальных стволов в качестве критерия устойчивости предусматривается использование прочностного показателя.

¹ *Bieniawski Z.T. Engineering Rock Mass Classifications. — New York: Wiley, 1989. — 251 p.*

² *Barton N., Lien R, Lunde J. Engineering Classification of Rock masses for the Design of tunnel support // Rock Mechanics. — 1974. — Vol. 6(4). — P. 183–236.*

³ *Laubscher D.H. A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock mass in Mine Design // J. Sth. Afr. Inst. Min. Met. — 1990. — No 10. — P. 257–273.*

⁴ *Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений: Учеб. для вузов. — 2-е изд. — М.: Недра, 1994. — 382 с.*

С точки зрения критериев устойчивости и ранжирования массивов также находят применение два подхода. Первый подход заключается в том, что, исходя из различных критериев, определяется время сохранения устойчивости пород в обнажении, при втором подходе оцениваются размеры возможных областей разрушения пород приконтурного массива, и, если они не превышают определённых параметров, выработка считается устойчивой в течение неопределённо долгого времени.

Примером первого подхода является подход, предложенный в работе¹, где критерий напряженности элементов выработки $P_{ДВ}$ позволяет прогнозировать их возможное состояние:

$$P_{ДВ} = \sigma_H \frac{K_1 K_2 K_3}{R K_C \xi_C K_y \xi_D}, \quad (3.1)$$

где σ_H — напряжение в нетронутом массиве по заданному направлению; K_1 — коэффициент концентрации напряжений от проходки данной выработки; K_2 — коэффициент изменения напряжений от влияния других выработок; K_3 — коэффициент дополнительной концентрации напряжений; R — предел прочности при сжатии в образце при статическом нагружении; K_C — коэффициент структурного ослабления породы в массиве, определяемый с учетом соотношения размера сечения выработки и шага трещин; ξ_C — коэффициент длительной прочности породы, характеризующий ее снижение во времени; K_y — коэффициент упрочнения массива вследствие проведения искусственных упрочняющих мероприятий (цементация, смолизация, установка анкерной крепи и т.д.); ξ_D — коэффициент усталостной прочности пород.

Состояние устойчивости пород в незакрепленной выработке оценивается по критерию $P_{ДВ}$ (табл. 3.2).

Примером второго подхода является метод интегральной оценки устойчивости обнажений пород по конфигурации и размерам возможных зон разрушения приконтурного массива пород². При этом под зоной возможного разрушения понимается

¹ Тимофеев О.В. Способы обеспечения устойчивости горных выработок // Зап. Ленинградского горного института. — 1975. — Т. 67.

² Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений: Учеб. для вузов. 2-е изд. — М.: Недра, 1994. — 382 с.

**Классификация устойчивости пород
на контуре незакрепленной выработки**

| П _{ДВ} | Категория устойчивости | Состояние пород | Степень устойчивости пород и характер проявлений горного давления |
|-----------------|------------------------|--------------------|---|
| <1 | I | Устойчивое | Контур устойчив весь срок службы. Возможны заколы и местные вывалы |
| 1,0–1,3 | II | Предельное | Контур устойчив не менее 12 ч после обнажения. Наблюдаются шелушение и отслоение пород в призабойной зоне. Разрушения и смещения в течение 1–2 мес затухают |
| 1,31–3,0 | III | Неустойчивое | Контур устойчив не менее 3 ч. Разрушения и смещения пород продолжаются до 5–6 мес |
| >3,0 | IV | Очень неустойчивое | Контур устойчив менее 3 ч после обнажения. Наблюдается интенсивное заколообразование и отслоение пород в призабойной зоне. Разрушение и смещение пород продолжаются более 5–6 мес |

область массива, в которой не выполняется условие прочности Кулона-Мора:

$$\tau_{xy} < [\tau_0] + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi_0, \quad (3.2)$$

где τ_{xy} — действующие максимальные касательные напряжения; $[\tau_0]$ и φ_0 — сцепление и угол внутреннего трения разрушаемого материала (горных пород); σ_n — нормальная составляющая напряжения, действующая на площадку скольжения.

По результатам расчёта параметров зон разрушения назначается категория устойчивости пород в выработках (табл. 3.3).

Исходя из размеров зоны неупругих деформаций и разрушений (нарушенной зоны) предлагается оценивать устойчивость выработок в массивах скальных пород и в работах Горного института КНЦ РАН, где в качестве критерия для капитальных и подготовительных выработок на рудниках Кольского полуострова принимается экспериментально установленное предельное значение мощности нарушенной зоны, равное 0,4 м.

Таблица 3.3

| Категория устойчивости | Максимальная радиальная протяжённость зоны возможного разрушения от контура выработки в массив, м | Конфигурация зон возможного разрушения |
|------------------------|---|---|
| I | – | – |
| II | <0,2 | На отдельных участках контура сечения выработки |
| III | 0,2÷0,4 | На локальных участках контура |
| IV | 0,4÷1,0 | Охватывает значительную часть контура |
| V | >1,0 | Охватывает практически весь контур |

В зависимости от категории устойчивости массива пород, определённой тем или иным способом в соответствии с каким-либо подходом выбираются и обосновываются мероприятия по поддержанию выработок и обеспечению их безопасной эксплуатации в рассматриваемых конкретных условиях. При выборе метода поддержания выработок целесообразно начинать анализ возможности применения различных методов с методов снижения величин действующих напряжений и целенаправленного изменения свойств приконтурного массива и только после этого переходить к выбору и обоснованию типа и вида крепи.

К сожалению, необходимо констатировать, что в настоящее время такая последовательность реализуется в редких случаях, обычно основное внимание уделяется выбору крепи и обоснованию её параметров. Во многих случаях обобщённые результаты анализа соответствия различных типов и видов крепи тем или иным категориям устойчивости массива пород, апробированные опытом эксплуатации выработок в условиях конкретного предприятия, оформляются в виде различных нормативных документов — инструкций, указаний, руководств. При этом на различных предприятиях, в зависимости от особенностей конкретных геологических и горно-технических условий, различным образом назначаются категории устойчивости массива и назначаются те или иные типы и виды крепи, хотя общие принципы остаются неизменными.

**ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ
ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ
В МАССИВЕ ПОРОД ВОКРУГ
ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК
И ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ**

**4.1. ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ
В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ**

С точки зрения технических факторов, определяющих характер и степень развития геомеханических процессов в массивах окружающих пород, очистные выработки и выработанные пространства обладают некоторыми особенностями по сравнению с одиночными (подготовительными и капитальными) выработками. Важнейшими из них являются:

- значительно большие размеры поперечных сечений и часто их изометричность;
- непрерывное движение забоя, а также большую интенсивность воздействия технологических процессов (взрывных работ);
- существенно меньшее время эксплуатации.

Эти особенности определяют, в свою очередь, и специфические проявления геомеханических процессов в них.

В частности, значительные размеры сечений очистных выработок и выработанных пространств определяют увеличение размеров зон неупругих деформаций вокруг них по сравнению с капитальными и подготовительными выработками, в процесс деформирования пород вблизи них вовлекается большее количество структурных неоднородностей низших порядков (крупноблоковой трещиноватости, геологических нарушений и пр.), обладающих самыми низкими деформационно-прочностными характеристиками.

Специфика задач управления геомеханическими процессами в очистных выработках связана со сравнительно небольшим, как правило, сроком их эксплуатации и непрерывным подвиганием забоев. Вследствие этого здесь, в отличие от капитальных и подготовительных выработок, поддерживают часто не всю отработанную площадь, а лишь некоторую рабочую зону — часть её 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 подвигания забоя, находят весьма широкое применение.

Непрерывное движение забоев очистных выработок обуславливает нестационарность полей напряжений вокруг выработанных пространств, а также влияние такого существенного технического фактора, как скорость подвигания забоев.

Формы и характер проявлений горного давления в очистных выработках и выработанных пространствах весьма разнообразны (от небольших перемещений и деформаций горных пород и полезного ископаемого до их разрушения и обрушения). Здесь большое влияние на проявления горного давления оказывают производственно-технические условия эксплуатации месторождений, характеризующиеся формой, размерами и расположением выработок, технологией ведения добычных работ, в частности, применением взрывных работ, способом управления горным давлением, видом применяемой крепи и т.д.

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, достаточно немногочисленных случаях, указанными упругими смещениями процессы деформирования массива пород и исчерпываются. Однако это может иметь место лишь при очень прочных породах и высокой степени монолитности 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 разрушения.

4.2. НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ 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 земной 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 области влияния очистной выработки в массиве могут быть выделены несколько различных зон: *зона обрушений, зона трещин, зона плавного прогиба, зона сдвижений*.

С точки зрения напряженного состояния в массиве пород вокруг очистной выработки выделяют две характерные зоны: *зону разгрузки* и *зону опорного давления* (рис. 4.1).

Зона разгрузки 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, выделен-

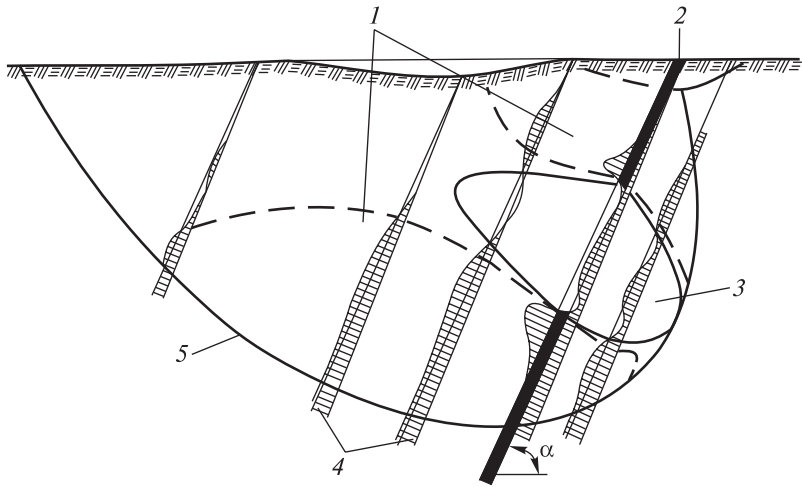


Рис. 4.1. Схема деформирования пород вокруг очистной выработки при крутом падении пласта:

1 — зона опорного давления; 2 — пласт угля; 3 — зона разгрузки; 4 — эпюры напряжений; 5 — граница области влияния выработки

ные зоны также находятся в непрерывном движении, так что породы массива, претерпевая изменения состояния, постепенно переходят из одной зоны в другую.

В частности, на угольных месторождениях 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 отмечаются и на некоторых рудных месторождениях.

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 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. 4.2 представлены зависимости ширины зоны опорного давления от глубины заложения очистной выработки и от мощности пласта в условиях угольных месторождений.

Вследствие сложности определения напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных выработок до широкого распространения методов математического моделирования, расчет параметров зоны опорного давления выполняли без вычисления компонент полей статических напряжений в массиве, окружающем выработанные пространства. Такой подход основан 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, а содержит точку перегиба и состоит из двух ветвей, возрастающей и ниспадающей (рис. 4.3).

2. Параметры зоны опорного давления могут быть определены на основе аппроксимации обеих ветвей эпюры некоторыми функциями, конкретный вид которых зависит от принятых допущений.

Однако наиболее надежными являются результаты натуральных определений и измерений параметров зон опорного давления, а не

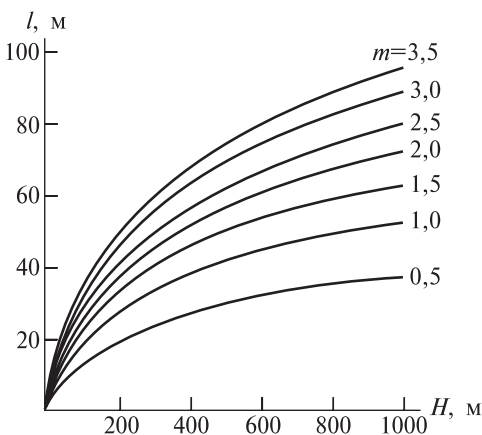


Рис. 4.2. Зависимости ширины l зоны опорного давления от глубины заложения очистных выработок H и от мощности пласта m

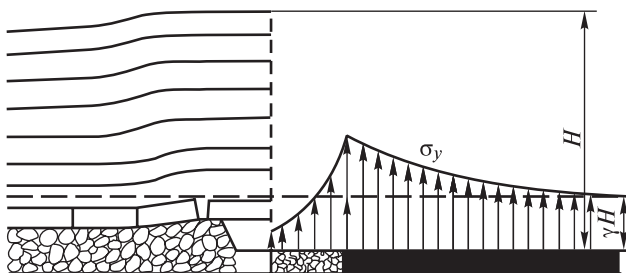


Рис. 4.3. Эпюра напряжений в зоне опорного давления при разрушении пород на контуре очистной выработки

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 $(2–3)\gamma H$.

Для рудных месторождений закономерности образования зон опорного давления и распространения их в глубь массива от кровли и почвы очистных выработок изучены в меньшей степени, имеются данные лишь для отдельных конкретных месторождений.

В частности, 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 $(3–11)\gamma H$. Этот максимум расположен на расстоянии 2–6 м от границы выработанного пространства.

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 висячего бока распространяется ниже горизонта очистных работ на 130–140 м по вертикали. Коэффициент концентрации K_σ напряжений составляет в среднем 1,4 (рис. 4.4).

Со стороны лежащего бока зона опорного давления начинается ниже горизонта очистных работ на 30 м и распространяется 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.

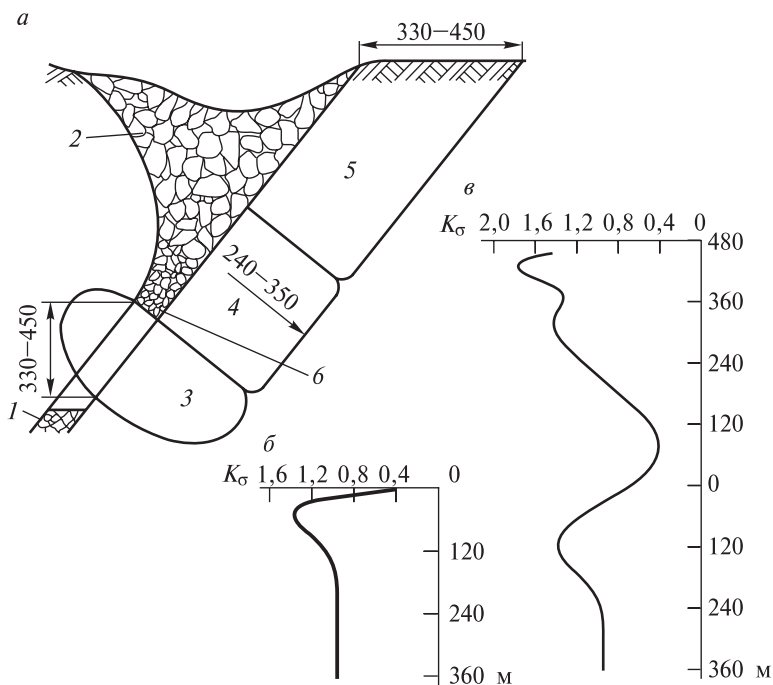


Рис. 4.4. Распределение напряжений в зоне влияния очистной выемки мощных пластообразных рудных залежей:

a — схемы и размеры зон различного напряженного состояния; *б, в* — изменение коэффициента концентрации напряжений в зависимости от расстояния до горизонта очистных работ у висячего и лежащего боков залежи; 1 — рудное тело; 2 — зона обрушения; 3 — зона опорного давления; 4 — зона разгрузки; 5 — зона сдвижения; 6 — зона разрушенной руды

В условиях апатитовых месторождений Хибин, разрабатываемых системой с массовым принудительным обрушением, ширина зоны опорного давления при высоте горизонта 70 м составляет 40–70 м.

4.3. ВЗАИМНОЕ ВЛИЯНИЕ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОБОСОБЛЕННЫХ И СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ И РУДНЫХ ТЕЛ

В реальных условиях случаи, когда пласт или рудное тело отработывают 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:

- очистные выработки располагаются в одной горизонтальной плоскости;
- 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. 4.5, б).

Наложение зон опорного давления может происходить при отработке ранее оставленных целиков, а также при ступенчатой конфигурации фронта очистных забоев (рис. 4.5, а, в). 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 образования выступов неотработанных частей пласта или рудного тела в выработанном пространстве.

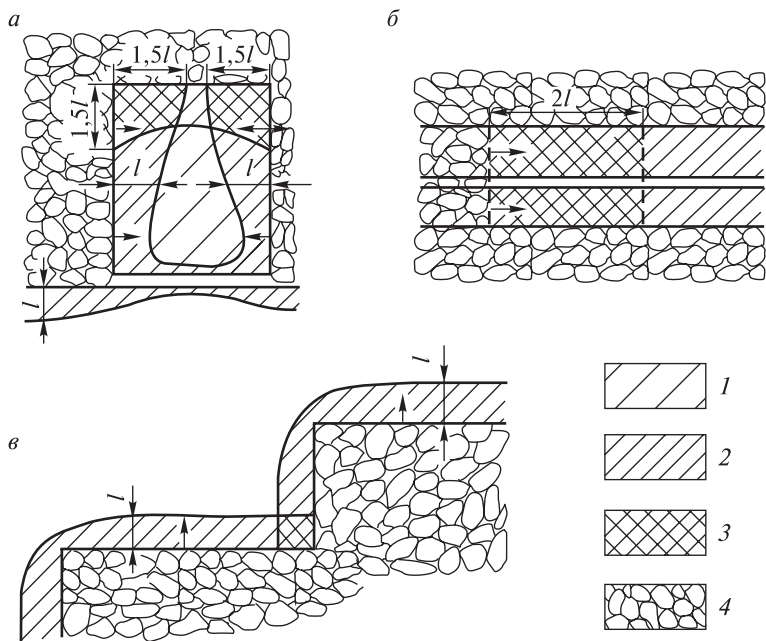


Рис. 4.5. Взаимное наложение зон опорного давления при различных схемах развития очистных работ:

a — при обработке ранее оставленных целиков; *б* — при ведении работ без оставления целиков между вновь образуемым и ранее образованным очистным пространством; *в* — при ступенчатой форме лавы. Стрелками показано направление движения забоев. 1 — область вне пределов зоны опорного давления; 2 — зона опорного давления протяженностью l ; 3 — участки взаимного наложения зон опорного давления; 4 — отработанное пространство

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) величины деформаций пород обуславливаются, прежде всего, порядком и очередностью обработки 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 затруднена или невозможна или когда разработка одного из них осложняет дальнейшую разработку другого.

При отработке нижнего пласта (или жилы) раньше, чем верхнего (т.е. при подработке) происходит смещение пород междупластья, 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.

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 нижнего 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) нижележащий пласт подвергается сложному процессу нагружения и разгрузки на площади, превышающей размеры отрабатываемой площади верхнего пласта. Надработка вызывает уплотнение пород вокруг надрабатываемого пласта в зонах опорного давления и разрыхление их 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 одинаково-

вых по размерам очистных выработок неравноценно, верхняя выработка оказывает на нижележащую, как правило, гораздо меньшее влияние, чем нижняя — на вышерасположенную. В соответствии с этим горные работы стараются чаще вести в условиях наработки пластов или жил (т.е. в направлении сверху вниз) и реже в условиях подработки.

Учитывая, что проведение очистных работ в условиях взаимного влияния забоев сближенных пластов (жил) определяется большим числом нередко противодействующих факторов, окончательный вывод об оптимальном расположении забоев очистных выработок в пространстве может быть сделан лишь с учетом конкретной горно-геологической обстановки.

Так в общем случае, если не предвидится каких-либо специфических опасных явлений, 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 нетронутом 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.

4.4. 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

кровли, но нельзя упускать и свойства пород, залегающих в почве выработок.

При слоистом строении массива пород выделяют понятия *непосредственной кровли* (обрушающейся сразу за образованием очередного участка обнажения пород в пределах призабойного пространства) и *основной кровли*. При этом оценивают 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 порядок их отработки, наличие на земной поверхности объектов, подлежащих защите от влияния горных работ, оснащенность забоев машинами и механизмами, их габаритные размеры и т.д.

Степень значимости каждого из перечисленных факторов зависит от конкретных условий: второстепенные факторы в одних условиях могут оказаться определяющими, и, наоборот, определяющие факторы в других условиях могут оказаться второстепенными. 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.

Вместе с тем имеются факторы, которые являются общими 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 Всесоюзного Угольного Государственного института (ВУГИ) (табл. 4.1), предназначенная для выбора способа управления горным давлением в условиях разработки пологих пластов в основных угольных бассейнах нашей страны и стран ближнего зарубежья.

Существуют также и другие классификации пород, в основе которых лежат подобные же признаки, но число выделяемых классов другое.

Несмотря на условность приведенной классификации (в ней не учтены коэффициенты разрыхления пород, применяемые виды крепи и некоторые другие влияющие факторы), она и подобные ей классификации играют важную роль в упорядочении выбора оптимальных способов управления горным давлением.

Таблица 4.1

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 | Любой устойчивости |
| III | В непосредственной кровле залегает мощный слой труднообрушающейся породы или же над пластом залегает основная кровля, которая может быть обнажена на значительной площади | Любой устойчивости |
| IV | В непосредственной кровле залегают породы, обладающие способностью плавно опускаться без значительных разрывов и обрушения (при мощности пласта до 1 м) | Склонные к пучению |

Наибольшее распространение при разработке угольных и ряда рудных месторождений получил способ управления горным давлением, носящий название *полное обрушение кровли*.

Осуществляют его периодическими обрушениями (посадками) кровли путем выбивки или передвижения крепи, установленной на определенном расстоянии от забоя. Для регулирования обрушения основной кровли применяют специальную крепь, выдерживающую большую нагрузку, чем обычная призабойная крепь. В качестве специальной крепи используют органные стенки, металлические костры, кусты из деревянных или металлических стоек, посадочные элементы механизированных крепей и т.д.

Для обеспечения безопасности работы непосредственно в призабойной зоне применяют лёгкие виды крепи — деревянные или металлические стойки, штанговую крепь и др.

Применение полного обрушения кровли наиболее эффективно на тонких и средней мощности пластах пологого и наклонного падения при породах I, II и III классов (см. табл. 4.1) когда обрушающиеся породы создают надежную породную подушку, предотвращающую вредные последствия вторичной осадки.

Также эффективно *полное обрушение с перепуском обрушенных пород* с вышележащего горизонта на нижележащий при разработке крутых пластов и рудных тел средней мощности. Здесь этот способ является основным способом управления горным давлением.

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 простирацию 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 табл. 4.1), 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 послойной 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 случаях.

В частности, целесообразно обрабатывать с полной закладкой выработанного пространства мощные крутопадающие пласты угля, склонного к самовозгоранию. При этом для исключения перепуска с верхних горизонтов сыпучих пород, глин, пород из участков потушенных и действующих пожаров между горизонтами следует оставлять надежные целики или возводить специальные полосы из упрочненной закладки.

Способ закладки выработанного пространства (с учетом степени усадки закладочного материала) выбирают в зависимости от конкретных условий и поставленных задач. Иногда бывает достаточно удержать породы непосредственной и основной кровли от обрушения, а иногда нельзя допустить даже прогиба пород свыше определенного (нередко весьма малого) значения.

В условиях разработки маломощных угольных пластов крутого падения значительное распространение получил способ *удержания призабойного пространства на костах*. При этом способе управления горным давлением в условиях пластичных пород преобладают явления плавного опускания кровли, а в условиях прочных пород — процессы обрушения.

Вообще говоря, все параметры элементов любой системы разработки взаимосвязаны и взаимообусловлены, они образуют единую «связку» в массиве горных пород. Поэтому для обоснованного определения их оптимальных параметров в общем случае необходимо рассматривать напряженно-деформированное состояние всей «связки» элементов.

Наилучшим способом исследования «связок» являются аналитические методы и методы математического моделирования. При этом возможна оценка как состояния всей «связки» в целом, так и отдельных её элементов, практически, с любой степенью детальности.

Однако в практике горных работ весьма часто возникают потребности оценить состояние и выбрать оптимальные параметры каких-либо локальных элементов, не прибегая к исследованию всей указанной цепочки. Для подобных случаев весьма широко применяется подход, когда 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 элементов всей системы разработки.

Часто подобными лимитирующими элементами является кровля камер, во многих случаях лимитирующими элементами будут целики, реже — почва выработок. Лимитирующим элементом может быть вышележащая толща пород. Это 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 трещин, провалов, прорывов воды и пр. Наконец, лимити-

тирующим элементом может являться и земная поверхность в случаях, когда необходимо обеспечить устойчивость наземных зданий и сооружений.

4.5. ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ ПРИМЕНЯЕМЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЁРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Под системой разработки месторождений полезных ископаемых понимают порядок проведения во времени и в пространстве определённого комплекса подготовительных и очистных выработок, а также способ осуществления очистных работ для добычи полезного ископаемого.

Разработано более 200 различных классификаций систем разработки, в их основу положены различные классификационные признаки:

- размеры и форма месторождений (классификация проф. Крейна);
- способ поддержания выработанного пространства (классификация проф. Н.И. Трушкова, Горного Бюро США, проф. В.Р. Именитова и др.);
- способ отбойки (единая классификация для всех твёрдых полезных ископаемых проф. Г.А. Цулукидзе);
- состояние очистного пространства в период разработки (классификация член-корр. АН СССР М.И. Агошкова);
- совокупность нескольких признаков.

С точки зрения геомеханических процессов, развивающихся в массивах пород и методов управления ими, в наибольшей степени удобна классификация В.Р. Именитова и др., в основу которой фактически положен основной геомеханический фактор — *способ управления напряжённым состоянием массива окружающих пород* (табл. 4.2).

В соответствии с этой классификацией все применяемые системы разработки делятся на 3 класса:

- ***системы с естественным поддержанием выработанного пространства;***

В этом классе систем разработки поддержание очистного пространства осуществляется за счет естественной устойчивос-

Геомеханическая классификация систем подземной разработки месторождений

| Класс систем | Группа систем | Распространённое наименование |
|--|-------------------------|---|
| I. С естественным поддержанием выработанного пространства | | 1. Сплошная система без оставления целиков 2. Сплошная система с оставлением целиков 2. Камерно-столбовая система 3. Камерно-целиковая система |
| II. С искусственным поддержанием выработанного пространства | A. С закладкой | 1. Однослойная выемка с закладкой 2. Горизонтальные слои с закладкой 3. Наклонные слои с закладкой 4. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой |
| | Б. С магазинированием | Система с отбойкой из магазина |
| | В. С креплением | 1. Система с распорной крепью 2. Системы со станковой крепью |
| III. С обрушением полезного ископаемого и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства) | A. Этажное обрушение | 1. Этажное самообрушение 2. Этажное принудительное обрушение |
| | Б. Подэтажное обрушение | 1. Подэтажное обрушение с донным выпуском 2. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском |

ти обнажений массивов полезного ископаемого и вмещающих пород. Правилами технической эксплуатации рудников и шахт применение систем разработки с открытым очистным пространством допускается при устойчивых и весьма устойчивых рудах и породах.

– **системы с искусственным поддержанием выработанного пространства;**

В этом классе выделяются группы систем:

- 1) с закладкой выработанного пространства;
- 2) с магазинированием;
- 3) с креплением очистного пространства.

Системы применяются в сложных горно-геологических условиях, при разработке ценных полезных ископаемых и в случаях, когда необходимо предотвращать или минимизировать вредные влияния подземной разработки на опасные или важные народ-

нохозяйственные объекты в недрах или на дневной поверхности. Все указанные системы относительно дороги, но при правильной технологии и оптимизированных параметрах обеспечивают малые потери и разубоживание полезного ископаемого

– *системы с обрушением полезного ископаемого и вмещающих пород.*

Эти системы применяются весьма широко при разработке месторождений полезных ископаемых, они весьма экономичны, но особенно целесообразно их применять в условиях угрозы динамических проявлений горного давления, поскольку при этом в максимальной степени происходит разгрузка массива пород от действующих напряжений.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ
С ЕСТЕСТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ
ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА**

5.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Правилами технической эксплуатации рудников и шахт применение систем разработки с открытым очистным пространством допускается при устойчивых и весьма устойчивых рудах и породах.

При этом управление геомеханическими процессами осуществляется *поддержанием открытого выработанного пространства и налегающей толщи (часто, до поверхности) целиками, оставляемыми в выработанном пространстве на длительный срок или навсегда.*

Основные расчётные параметры: — пролеты очистных камер, сетка оставления целиков, размеры целиков (ширина или диаметр), при этом должны быть обеспечены:

- устойчивость всех элементов системы разработки — очистных камер и целиков;
- безопасность горных работ в открытом выработанном пространстве;
- условия для эффективного применения высокопроизводительного, в том числе, самоходного добычного оборудования;
- минимальные потери и разубоживание руды.

Если конкретно говорить об обнажениях пород (в кровле или боках очистной выработки), то очевидно, что для каждого сочетания горно-геологических условий (в конечном счёте, сочетания действующих напряжений и деформационно-прочностных свойств массива) существуют определенные (критические)

размеры обнажений пород в очистных выработках, также как и в капитальных, при превышении которых выработки приходят в неустойчивое состояние и их эксплуатация становится небезопасной. Отсюда необходимо, чтобы параметры элементов систем разработки, в частности, обнажения пород не превышали критических размеров для действующего в них уровня напряжений, либо необходимо упрочнять эти элементы, применяя различные технологические приёмы или виды крепи.

При системах с естественным поддержанием выработанного пространства с целью регулирования размеров обнажений пород 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.

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 существенно большим трудностям, нежели ведение работ вообще без оставления целиков.

Как уже указывалось, системы разработки всегда характеризуются весьма жёсткими и взаимообусловленными связями между отдельными элементами.

При системах рассматриваемого класса «связка» взаимообусловленных элементов состоит из *почвы очистной выработки — целика — кровли очистной выработки — толщи вышележащих пород — земной поверхности*.

Оценка устойчивости подобных сложных систем может быть выполнена двумя способами.

Первый способ заключается в том, что рассматривается полностью вся система составляющих элементов (например, путём построения физической или математической модели) и подбираются такие параметры, чтобы ни в одном элементе не возникали условия неустойчивости. Это лучший способ, применение которого в настоящее время весьма реально вследствие широкого развития методов математического моделирования и применения электронно-вычислительной техники. Но этот способ требует наличия квалифицированных кадров, развитого программного обеспечения и оборудования, а также определённого времени для выполнения расчётов.

На рис. 5.1 в качестве примера показан геологический разрез и схема разбиения на элементарные ячейки для расчета напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных камер и в целиках вариационно-разностным методом (рудник «Ковдор», Ковдорское флогопитовое месторождение, Кольский полуостров).

Существует и другой способ, который был разработан во времена, когда не было возможности выполнять оценку устойчивости всей системы взаимоувязанных элементов. Сущность второго способа состоит в том, что, исходя из некоторых априорных соображений из всей «связки» выбирается один какой-либо элемент, который заведомо считается слабейшим (лимитирующим), определяются условия его устойчивости и обосновываются соответствующие параметры. При этом полагается, что все остальные элементы с гарантией будут также устойчивы. В этом способе не учитываются взаимные связи отдельных элементов, в силу чего возможно принятие не оптимальных технических решений. Однако простота метода и его оперативность является преимуществом и обуславливает его широкое применение в практике горных работ.

Основная трудность при использовании второго способа заключается в правильном выделении «лимитирующего» элемента. В зависимости от конкретных условий в качестве «ли-

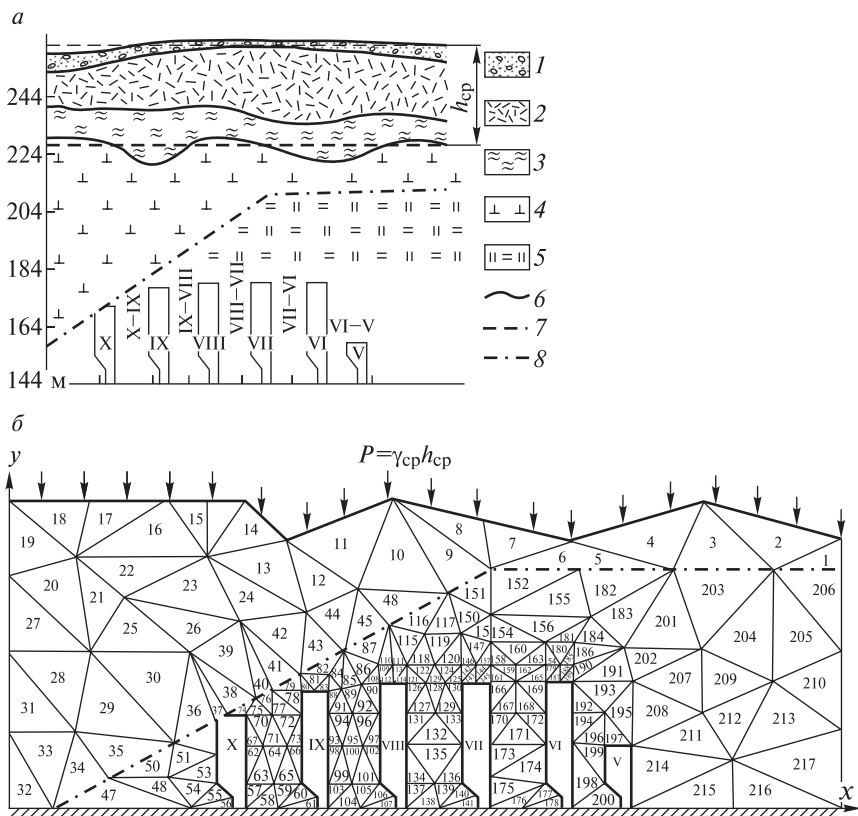


Рис. 5.1. Геологический разрез рудной залежи (а) и его схема с разбивкой на элементарные ячейки (б) для расчета напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных камер и в целиках вариационно-разностным методом (рудник «Ковдор», Ковдорское флогопитовое месторождение, Кольский полуостров):

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

митирующего» элемента может приниматься любой элемент из указанной «связки».

В данной главе рассматриваются вопросы естественного поддержания выработанных пространств в наиболее широко распространённых случаях, когда лимитирующими элементами являются *кровля* очистных выработок и опорные *целики*.

Для расчета устойчивых параметров очистных выработок и целиков необходимо:

1) установить характеристики нагрузок (величины напряжений в массиве пород), действующих на элементы системы разработки, размеры которых подлежат определению;

2) на основании характеристик напряженно-деформированного состояния и сравнения их с деформационно-прочностными параметрами пород, слагающих кровлю и целики, оценить несущую способность и определить параметры этих элементов, обеспечивающих их устойчивость.

Первый пункт указанной последовательности операций может быть выполнен с привлечением различных методов (теоретических и экспериментальных). Он является необходимым при оценке несущей способности целиков и обнажений пород, но принципиальных отличий от методов определения напряженного состояния массива пород вокруг выработок не имеет.

Второй пункт составляет сущность расчета оптимальных параметров целиков и обнажений пород в очистных выработках.

5.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ДОПУСТИМЫХ ОБНАЖЕНИЙ КРОВЛИ ОЧИСТНЫХ ПРОСТРАНСТВ

Чаще всего проявления горного давления, связанные с деформированием и разрушением породных массивов вокруг горных выработок, наблюдаются, в первую очередь, в кровле выработок. Кровля представляет собой породный массив, перекрывающий горную выработку и воспринимающий нагрузку от веса вышележащих пород. В этом смысле кровля выработок является наиболее ответственным грузонесущим элементом окружающего породного массива и её устойчивость обеспечивает нормальную эксплуатацию выработок.

При рассматриваемом классе систем разработки кровля очистных выработок обычно имеет пролёты, во много раз превосходящие высоту выработок, и поддерживается ленточными или столбчатыми целиками в зависимости от принятых технологических схем.

В принципе, задача об определении параметров устойчивых очистных выработок может быть сведена к нахождению разме-

ров предельных обнажений пород в кровле выработок. В свою очередь, размеры предельных обнажений пород в кровле выработок могут быть охарактеризованы предельными значениями расстояний (пролётов) между стенками соседних целиков в выработанном пространстве.

При этом под предельными параметрами обнажений пород понимаются предельные значения пролётов, когда разрушения пород кровли отсутствуют или ещё не представляют опасности для выполнения технологических операций.

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 могут быть приняты либо деформации и напряжения, либо размеры областей или зон, где наблюдаются разрушения пород.

Породы приконтурного массива вокруг очистных выработок, в том числе и в кровле, могут деформироваться в *допредельном режиме*, т.е. до разрушений, тогда для оценки состояния пород применяются критерии в виде деформаций и напряжений.

Но для очистных выработок вследствие их особенностей весьма характерны условия деформирования пород и в *запредельном режиме*, когда в кровле образуются области разрушенных пород, тогда необходимо применять в качестве критериев размеры областей или зон, где концентрируются опасные деформации и напряжения и, в конечном счёте, наблюдаются разрушения пород.

5.2.1. Допредельный режим деформирования пород кровли

Что касается допредельного режима, то особенности напряженного состояния массива пород в кровле очистных выработок, как и всегда, определяются, главным образом, соотношением компонент напряжений и деформационно-прочностными характеристиками пород. При этом значения напряжений в приконтурном массиве зависят, прежде всего, от величин естественных напряжений в нетронутом массиве и от конфигурации выработанных пространств.

Рис. 5.2. Обобщённый вид эпюр распределения напряжений σ_x по контуру камер (а) и в глубине массива по оси y (б). Напряжение $q = \sigma_y^\infty$ — вертикальный компонент естественного поля напряжения

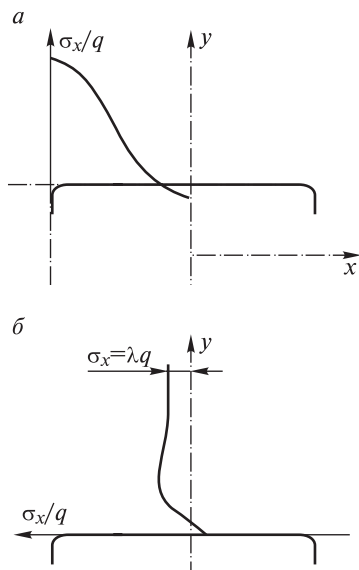
Результаты исследования закономерностей распределения напряжений вокруг очистных камер при различных соотношениях пролёта l и высоты h , а также при различных соотношениях компонент напряжений в нетронутом массиве λ , в виде обобщённых эпюр распределения напряжений¹ представлены на рис. 5.2.

Анализ этих данных показывает, что характерным для очистных камер является концентрация напряжений σ_x в углах выработки и наличие области растягивающих напряжений в средней части выработки.

Указанные особенности распределения напряжений ещё раз подтверждают, что кровля выработок часто является лимитирующим элементом, поскольку именно здесь, в первую очередь, возможно образование областей растягивающих напряжений, к которым особенно чувствительны массивы горных пород вследствие своих структурных особенностей и деформационно-прочностных свойств. Отсюда, именно для кровли камер весьма актуальны вопросы обеспечения устойчивости пород в условиях их деформирования в запредельном режиме.

5.2.2. Запредельный режим деформирования пород кровли

В зависимости от структурных особенностей массива области разрушения пород в кровле могут иметь различные характерные формы, а потому и устойчивые параметры обнажений пород в



¹ *Баклашов И.В.* Деформирование и разрушение породных массивов. — М.: Недра, 1988. — 271 с.

кровле могут определяться различными способами, в том числе на основе различных предположений — гипотез.

Расчётных методов определения устойчивых параметров обнажений пород в кровле камер было предложено довольно много, но их все можно объединить в три группы в зависимости от гипотез, положенных в их основу:

1) расчётные методы на основе гипотез образования свода предельного равновесия (свода обрушения, свода давления и т.д.);

2) расчётные методы на основе гипотез деформирования пород подобно строительным конструкциям — балкам или балкам — стенкам;

3) расчётные методы на основе представлений о иерархично-блочном строении массива пород.

В частности, первая группа расчётных методов, по времени самая ранняя, разрабатывалась применительно к сравнительно однородным монолитным и трещиноватым породам. Основное положение этой группы методов заключалось в том, что кровля камеры будет устойчивой, если в кровле образуется свод естественного равновесия.

Теоретические основы сводообразования в однородных горных породах впервые были разработаны профессором Рижского политехникума В. Риттером в 1879 году. Им было установлено, что свод отрывается от массива в виде сплошного тела при определенных соотношениях удельного веса пород, прочности пород на разрыв и величины пролета выработки (камеры). При этом кривая свода представляет собой параболу (рис. 5.3):

$$y = x\gamma(2a - x)/4[\sigma_p], \quad (5.1)$$

a — полупролёт камеры; $[\sigma_p]$ — предел прочности пород при растяжении.

При $x = a$ высота свода определяется формулой

$$b = a^2 \gamma/4[\sigma_p]. \quad (5.2)$$

Проф. М.М. Протождяконов на основании анализа предыдущих работ по исследованию механизма сводообразования пород и большого объема собственных исследований разработал теорию сводообразования более детально.

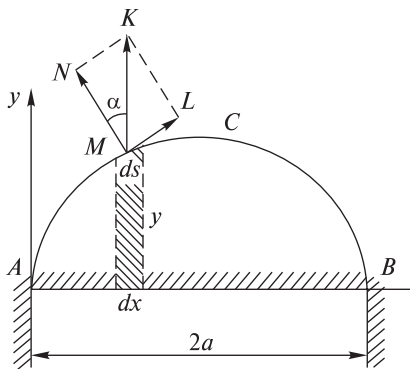


Рис. 5.3. Расчётная схема образования свода по В. Риттеру

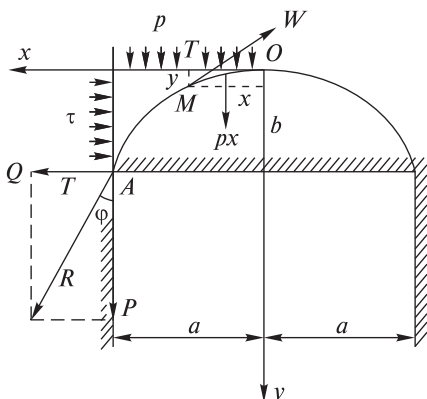


Рис. 5.4. Расчётная схема образования свода по М.М Протодяконову

М.М. Протодяконов рассматривал горные породы как дискретную среду, обладающую не только трением, но и сцеплением (зацеплением) (рис. 5.4).

Согласно расчетной схеме Протодяконова на любую точку свода действуют силы горизонтальной реакции T , равнодействующей вертикального давления px и реакции нижней части свода W . Равновесие рассматриваемого участка свода MO относительно точки M , координаты которой равны x и y , обеспечивается при условии

$$px^2/2 = \tau y. \quad (5.3)$$

Это свидетельствует о параболической форме свода.

В опоре свода A действуют нормальная (прижимающая) сила P и горизонтальная (сдвигающая) сила Q . Отношение $Q/P = \operatorname{tg} \varphi = f$ определяет устойчивость свода.

Если $Q \leq fP$, то свод будет устойчив, при $Q > fP$ — произойдет его разрушение.

После преобразований М.М. Протодяконов получил уравнение кривой свода:

$$y = x^2/(af) \quad (5.4)$$

и выражение для высоты свода:

$$b = a/f. \quad (5.5)$$

Таким образом, по теории М.М. Протодяконова можно определить устойчивые пролеты камер с параболической формой свода, при этом высота свода определяется свойствами пород и шириной камеры.

Не все исследователи считали форму свода параболической, выдвигались и другие предложения о круговой, эллиптической, треугольной и трапециевидной.

Предлагались также различные эмпирические формулы определения высоты подъёма свода, связывающие непосредственно высоту свода с пролётом выработки.

Наиболее характерным примером расчётных методов второй группы являются методы оценки устойчивости кровли очистных выработок, разработанные профессором В.Д. Слесаревым¹.

В основу методического подхода В.Д. Слесарева положены методы строительной механики и понятие эквивалентного предельного пролета, под которым подразумевается ширина выработки неограниченной длины, устойчивость которой эквивалентна устойчивости кровли выработки произвольной формы. Другими словами, В.Д. Слесарев сделал попытку устойчивость изометрической выработки весьма сложных неправильных очертаний привести к устойчивости протяжённой выработки с одним единственным параметром — пролётом.

Такой подход завоевал большую популярность, был оправдан достаточной простотой и наглядностью, он давал достаточно приемлемые с точки зрения практики результаты, в частности, для пластовых месторождений, где структурные неоднородности представлены, главным образом, контактами по слоям. В силу этой же особенности в подходе В.Д. Слесарева учитывается, главным образом, только один из возможных видов разрушения — отрыв.

Величину эквивалентного пролета обнажения, защемленного по всему периметру, В.Д. Слесарев предложил определять по формуле

$$L = \frac{ab}{\sqrt{a^2 + b^2}}, \quad (5.6)$$

где a, b — размеры сторон обнажения, м.

¹ Слесарев В.Д. Крепление подземных выработок. — М.: Гостоптехиздат, 1940.

При этом для обеспечения устойчивости обнажения величина эквивалентного пролета должна быть менее критического (предельного) пролёта:

$$L \leq l_{\text{пр}}, \quad (5.7)$$

где $l_{\text{пр}}$ предельный перед обрушением пролёт выработки неограниченной длины, определяемый расчётным или опытным путём.

Работу кровли В.Д. Слесарев рассматривал в трех состояниях, которые он назвал предельными (табл. 5.1).

Величины L_I , L_{II} , L'_{II} , L_{III} можно принимать как предельные пролеты кровли камеры, где $[\sigma_p]$ — предел прочности горной породы при разрыве; h — толщина балки, м; γ — удельный вес породы. Фактически L_I — пролёт, определяемый в условиях допредельного режима деформирования пород.

Недостатками рассмотренных подходов является схематизация процессов разрушения пород в кровле очистных выработок, не полностью отвечающая реальным условиям массивов пород, в частности, не учитывающая особенности разрушения массивов

Таблица 5.1

Предельные состояния слоистой кровли

| Предельное состояние кровли | Характеристика состояния кровли | Предельные пролёты балки | |
|-----------------------------|---|---|---|
| | | Свободно опёртой | С защемлёнными концами |
| I | В кровле отсутствуют растягивающие напряжения | $L_I = 1,15\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ | $L_I = 1,41\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ |
| II | Породы кровли испытывают максимальные деформации (прогиб) без нарушения сплошности Появляются трещины и возможно частичное обрушение | $L_{II} = 1,41\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ | $L_{II} = 1,73\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ |
| | | $L'_{II} = 1,63\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ | $L'_{II} = 2,00\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ |
| III | Трещины распространяются на всю мощность кровли, и она обрушается | $L_{III} = 2,00\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ | $L_{III} = 2,44\sqrt{[\sigma_p]h/\gamma}$ |

в зависимости от их структурных особенностей. Однако рассмотренные подходы не утратили своего значения и в настоящее время часто применяются для оперативных расчётов.

Более перспективными являются подходы, основанные на учёте иерархично-блочного строения массивов пород (третья группа расчётных методов), при этом гипотезы сводообразования и гипотезы деформирования пород подобно строительным конструкциям можно рассматривать как некоторые частные случаи.

Инструментальными измерениями установлено, что вокруг очистных выработок, как и вокруг подготовительных, образуется зона нарушенных пород (зона неупругих деформаций и разрушений), в пределах которой наблюдаются раскрытые трещины и частично нарушается связь между структурными блоками. В результате создается реальная опасность вывалов пород.

В первую очередь, вывалы будут образовываться в пределах области действия растягивающих напряжений. На основании исследования закономерностей распределения полей напряжений вокруг отверстий прямоугольной формы поперечного сечения с различным соотношением высоты и ширины (см. рис. 2.16), параметры области растягивающих напряжений, а, следовательно, и свода для камер с отношением высоты (h) к пролету (l) до $1/10$ приближенно можно устанавливать из условия

$$\frac{b}{l} = \frac{1}{4} \div \frac{1}{5}, \quad (5.8)$$

где b — стрела подъема свода; l — пролет очистной выработки.

Для учета разрушения массива в форме сдвига или скола по контактам структурных неоднородностей того или иного порядка, особенно характерного для массивов пород блочной структуры, можно использовать условия (2.34), которые применяют при расчете параметров зон нарушенных пород вокруг капитальных и подготовительных выработок.

Глубиной распространения зоны нарушенных пород от контура выработок в сторону массива определяются также размеры возможных вывалов из кровли, в частности их высота (рис. 5.5).

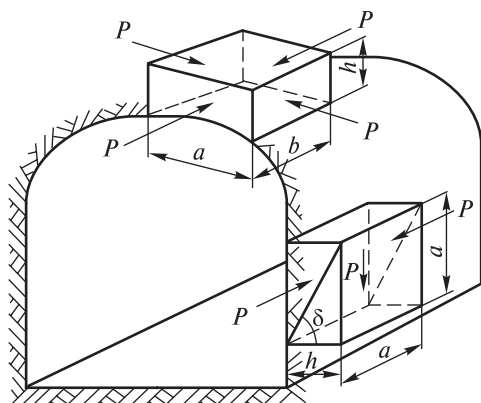


Рис. 5.5. Схема действия сил на структурный блок в кровле и стенке очистной выработки после реализации скола по поверхностям структурных неоднородностей — граням выделенных структурных блоков

Применимость этих условий к очистным выработкам подтверждается натурными наблюдениями за состоянием приконтурной области массива пород вокруг очистных выработок.

Однако 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 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 линейными размерами (в плане) отдельных вывалов и обрушений.

При этом максимальные (в плане) линейные размеры потенциальных вывалов могут быть определены из условия, что устойчивость системы структурных блоков в кровле камеры в пределах зоны нарушенных пород будет обеспечиваться, если

силы трения по их контактам (вертикальным граням на рис. 5.5) будут превышать веса структурных блоков. Тогда для отдельно взятого структурного блока в кровле условие устойчивости будет:

$$G_i < F_{\text{тр}} \quad (5.9)$$

или, раскрывая значения G_i и $F_{\text{тр}}$,

$$\gamma(abh) < 2Pf_0(ah + bh), \quad (5.10)$$

где a и b — поперечные размеры возможных вывалов или обрушений (в плане); h — высота структурных блоков (мощность зоны нарушенных пород; f_0 — коэффициент трения по поверхностям структурных неоднородностей, γ — объёмный вес пород.

Полагая в первом приближении величину P — распора структурных блоков и f_0 — коэффициента трения по поверхностям структурных неоднородностей по всем граням структурных блоков одинаковой, после преобразования входящих параметров окончательно получаем условие устойчивости:

$$\frac{\gamma}{2f_0P} < \frac{1}{a} + \frac{1}{b}. \quad (5.11)$$

Из условия (5.11) следует, что размеры (в плане) максимально возможных вывалов находятся в определенной взаимосвязи между собой и, кроме того, определяются соотношениями объемного веса пород, напряжений распора структурных блоков и коэффициентов трения по контактам структурных неоднородностей, ограничивающих эти структурные блоки. Отсюда, полагая, что устойчивость камер будет обеспечиваться при отсутствии подобных вывалов, под параметрами a и b можно понимать предельные параметры очистных камер в двух каких-либо взаимно перпендикулярных направлениях (например, в направлениях по простиранию и падению рудного тела или пласта).

Неравенство (5.11) в системе координат (a, b) представляет собой гиперболическую кривую, разграничивающую области устойчивых и неустойчивых обнажений.

Из параметров, входящих в зависимость (5.11), наиболее трудно определяются коэффициенты трения по поверхностям

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. 5.2.

Из табл. 5.2 следует, что значения коэффициента трения движения для указанных пород колеблются в пределах 0,15–0,33, а коэффициента трения покоя — в пределах 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 (5.11) 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

Таблица 5.2

Коэффициенты трения некоторых горных пород и руд

| Тип пород (руды) | Коэффициенты трения | |
|---------------------------|---------------------|-------|
| | движения | покоя |
| Пятнистая апатитовая руда | 0,33 | 0,46 |
| Рисчоррит | 0,15 | 0,33 |
| Сфеновый ийолит | 0,26 | 0,38 |
| Ийолит-уртит | 0,25 | 0,47 |
| Мончикит | 0,19 | 0,38 |
| Луяврит | 0,25 | 0,53 |

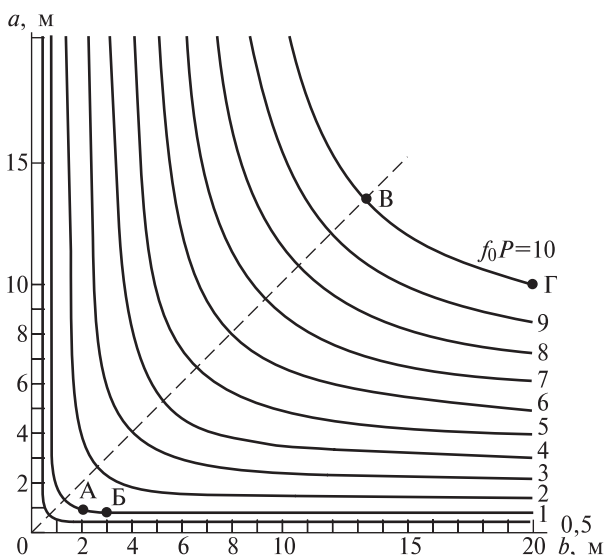


Рис. 5.6. Области устойчивых обнажении кровли выработок при различных значениях удельной силы трения

структурных неоднородностей размеры устойчивых обнажении возрастают.

На рис. 5.6 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 для массивов скальных пород принято постоянным ($\gamma = 3,0 \text{ тс/м}^3$).

Из диаграммы следует, например, что если произведение $Pf_0 = 1$, то предельные размеры устойчивых обнажении $a \times b$ составляют всего лишь 2×1 м (точка А); $3 \times 0,8$ м (точка Б) и т.п. Если произведение $Pf_0 = 10$, то предельные размеры устойчивых обнажении 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 машин-

ных залов гидроэлектростанций, туннелей и т.д. При этом, в отличие от кровли, размеры вывалов из стенок выработок определяются лишь одним параметром — размером вывала вдоль выработки, и то же в предположении наличия горизонтальных поверхностей отрыва — границы зоны нарушенных пород.

Аналитически это выражается формулой:

$$\frac{\gamma \sin \delta}{2f_0P} \geq \frac{1}{b}, \quad (5.12)$$

где δ — угол наклона плоскостей эффективных структурных неоднородностей (в частном случае, углы падения естественных крупноблоковых трещин для очистных выработок или подземных сооружений)

На рис. 5.7 представлена диаграмма для определения размеров возможных вывалов из стенок большепролетных выработок при различных значениях углов наклона δ структурных неоднородностей, по которым происходит образование вывала.

Графическое представление предельных размеров устойчивых обнажений пород в выработках в виде некоторого семейства кривых было впервые предложено профессором Г.А. Крупенниковым в 1952 г. при изучении устойчивости выработок в условиях Подмосковского бассейна. При этом устойчивость выработок Г.А. Крупенников оценивал по смещениям кровли и к устойчивым обнажениям относил обнажения, при которых не происходило обрушений пород в течение определенного периода времени, заданного условиями технологии выемки угля.

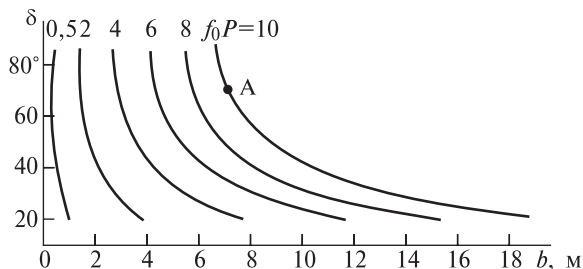


Рис. 5.7. Диаграмма для определения размеров возможных вывалов b из стенок большепролетных выработок при различных значениях углов наклона плоскостей скольжения δ и силы трения

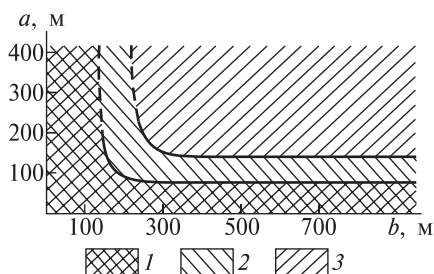


Рис. 5.8. Диаграмма устойчивости обнажений пород по результатам визуальных обследований (рудник Ниттис-Кумужье, Кольский полуостров):

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

Параметры устойчивых обнажений можно приближенно устанавливать по результатам визуального обследования в очистных выработках.

На рис. 5.8 в качестве примера приведена диаграмма устойчивых обнажений, построенная по данным визуальных обследований выработок на одном из медноникелевых месторождений Кольского полуострова, где разрабатывалась свита вертикальных маломощных жил системой с открытым очистным пространством и распорной деревянной крепью.

Рассчитывая размеры зоны нарушенных пород и сравнивая расчетные значения с предельными безопасными, оценивают устойчивость очистных выработок. Если расчетные значения превышают критические, следует предусматривать специальные мероприятия по обеспечению устойчивости выработанных пространств — уменьшение площади обнажения пород путем сгущения сетки оставления целиков или переход на другие системы разработки.

Представления о блочности массива горных пород положены в основу методического подхода к определению параметров устойчивых обнажений кровли в очистных выработках в условиях применения камерно-столбовой системы разработки, изложенного в работе специалистов Санкт-Петербургского государственного горного института¹. При этом авторы для определения параметров горизонтальных обнажений в камерах, у которых

¹ Управление состоянием горного массива: Практикум / В.М. Шик, С.В. Васильев, С.П. Мозер, А.А. Сидоренко. — СПб.: С.-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2006. — 68 с.

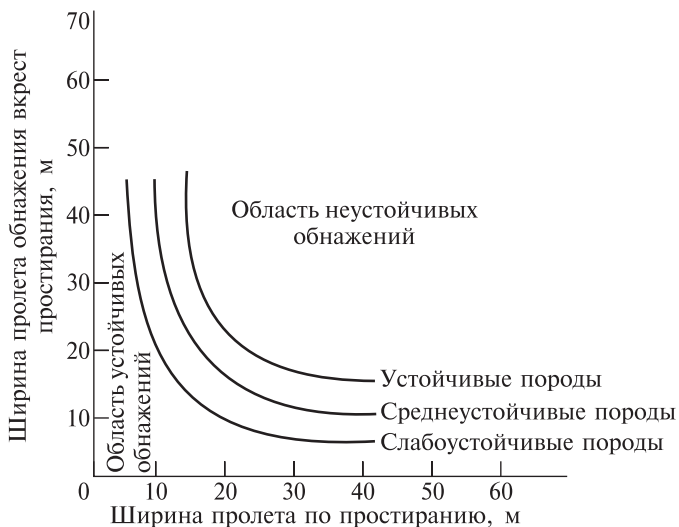


Рис. 5.9. Зависимость степени устойчивости кровли камер от их размеров

длина сопоставима с шириной (ориентировочно $L_{\text{кам}} \approx l$), на глубине 200–350 м предлагают использовать диаграмму (рис. 5.9), которая весьма сходна с диаграммой рис. 5.5.

Для случаев, отличающихся от расчётных параметров диаграммы (рис. 5.8) предлагаются формулы приведения к конкретным значениям глубин и углов падения. При этом авторы указывают, что диаграммы для расчёта устойчивых параметров очистных выработок могут быть построены по результатам анализа практического опыта эксплуатации выработок рассматриваемого месторождения или на основании данных предварительной геологической разведки.

К этой же третьей группе расчётных методов, учитывающих иерархично-блочные представления о массивах горных пород, следует отнести подходы к определению устойчивых параметров очистных выработок, основанные на анализе закономерностей вывалообразования.

Вывалы горных пород, которые происходят в выработках, следует рассматривать как результат всех воздействий (динамических и статических) и проявлений свойств и структурных особенностей массива. В частности, большинство вывалов пред-

ставляют, фактически, структурные блоки или их фрагменты, грани которых представлены теми или иными поверхностями структурных неоднородностей. Исходя из этого, анализ условий вывалообразования позволяет получить ценную информацию о развитии геомеханических процессов в конкретных условиях рассматриваемого массива пород. При этом можно анализировать различные параметры вывалообразования.

Например, в работе¹ развивается подход, в основу которого положен анализ количественного показателя процесса вывалообразования — объёма происходящих вывалов, а в качестве критерия устойчивости принято условие, чтобы расчетный объём вывалообразования V_p не превосходил некоторый допустимый объём $V_{\text{доп}}$, назначаемый исходя из назначения выработки и условий безопасности её эксплуатации.

Авторы предполагают, что объём вывалов функционально связан с пролётом выработки, тогда основная трудность расчета будет заключаться в определении функции $V_p(l)$.

В частности, можно экспериментально находить зависимости размеров образующихся вывалов в конкретных условиях какого-либо рудника от пролётов выработок по результатам специальных наблюдений и документации вывалов.

В качестве примера в табл. 5.3 представлены результаты наблюдений за вывалообразованием в выработках рудника «Ковдор» комбината «Ковдорслюда», которые были выполнены в период 1970–1976 гг.

Как следует из данных табл. 5.3 50% всех вывалов имело максимальный размер до 0,2l, а 90% — до 0,5l. Другими словами, наблюдается очень чёткая зависимость: с увеличением размеров вывалов их вероятность образования падает. Отсюда, принимая предельное значение вероятности вывалов, равное 15%, и исходя из параметров эффективной неоднородности, образующей структурный блок поперечным размерами 1 м, можно вывести, что устойчивым пролётом выработки в данных условиях будет 10 м.

¹ *Баклашов И.В., Картозия Б.А.* Механические процессы в породных массивах: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1996. — 272 с.

**Распределение вывалов в выработках
(рудник «Ковдор» комбинат «Ковдорслюда»)**

| Размер вывала (в долях пролёта l) | Распределение вывалов в выработках, % | | Принятое значение вероятности, % |
|---|--|-----------------------|--|
| | При $l = 3 \div 5$ м | При $l = 7 \div 10$ м | |
| До 0,1 | 14,7 | 13,0 | 15,0 |
| До 0,2 | 40,1 | 53,1 | 50,0 |
| До 0,3 | 76,4 | 78,6 | 80,0 |
| До 0,4 | 85,2 | 85,1 | 85,0 |
| До 0,5 | 91,1 | 87,2 | 90,0 |

Помимо рассмотренных основных факторов, определяющих устойчивость пород в выработках, предельные размеры обнажений зависят также 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 в качестве наиболее надежного способа определения параметров устойчивых обнажений широко применяют *производственные эксперименты*.

Сущность таких экспериментов заключается в постепенном увеличении пролетов камер до предельных, устанавливаемых по критическому состоянию кровли (до первого обрушения кровли или до заданной величины ее прогиба).

Подобными экспериментами и практикой горных работ установлено, что на рудниках Жезказгана устойчивыми являются пролеты камер:

- если кровля представлена серыми песчаниками — 15 м;
- если кровля сложена красноцветными породами — 12÷13 м.

На Белоусовском руднике (филиал ВостокКазмедь) при разработке пологих участков залежей камерно-столбовой системой устойчивые пролеты камер по многолетнему практическому опыту (разработку Белоусовского месторождения ведут уже более 200 лет) составляют 7÷8 м.

Путем обобщения практического опыта отработки месторождений применительно к тем или иным конкретным условиям

составляются частные классификации пород по устойчивости кровли очистных выработок. Основой этих классификаций обычно служат качественные признаки: петрографический состав, структурные и текстурные особенности пород, глубина заложения выработок, гидрогеологические условия и др.

Так, академик М.И. Агошков подразделяет горные породы по устойчивости кровли на 5 групп:

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 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 акад. М.И. Агошков указывает, что сразу после обнажения породы часто не проявляют признаков неустойчивости, но через некоторое время вследствие изменения свойств пород во времени и под воздействием процессов выветривания становятся непрочными и теряют устойчивость.

Классификацию пород кровли по устойчивости с учетом времени существования обнажений приводит проф. А.А. Борисов. 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 обнажению 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 горно-техническими условиями отнесение пород к той или иной группе (классу) рассмотренных классификаций больших трудностей обычно не представляет и позволяет достаточно обоснованно назначать параметры очистных камер или, другими словами, расстояния между соседними оставляемыми целиками.

5.3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ЦЕЛИКОВ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМАХ ДЕФОРМИРОВАНИЯ

Для обеспечения устойчивости пород вокруг камер оставляются целики, которые представляют породный массив или массив полезного ископаемого между смежными выработками и являются грузонесущими элементами системы разработки.

По геометрическим соотношениям размеров целиков в плане (высота h обычно задаётся и часто определяется мощностью тела полезного ископаемого) целики можно разделить на ленточные (длина много больше ширины) и столбчатые (длина и ширина соизмеримы) (рис. 5.10).

При этом с точки зрения геомеханики ленточные и столбчатые целики работают в разных условиях. Ленточные — в

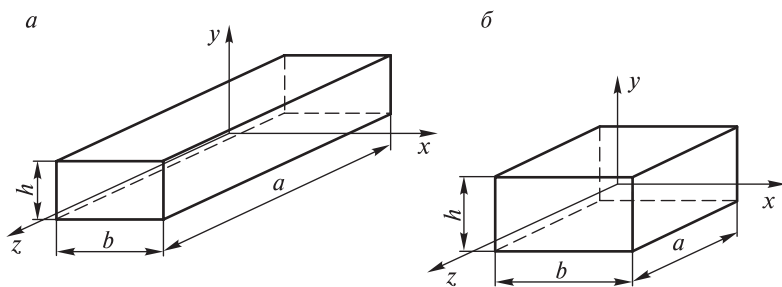


Рис. 5.10. Расчётные схемы целиков:

a — ленточный целик ($d \geq b$); b — столбчатый целик ($d \approx b$)

условиях плоской деформации, столбчатые — приближаясь к условиям одноосного напряжённого состояния.

Деформирование и разрушение целиков существенно зависит от характера их взаимодействия с породами кровли и почвы выработок, который, в свою очередь, определяется режимом действующих нагрузок, а также соотношением жесткости (модуля деформации) породного массива целиков и массива пород кровли и почвы.

Если жесткость целиков существенно меньше жесткости вмещающего массива (например, мягкие угольные целики в массиве твёрдых горных пород), то наблюдается крайний случай — *режим заданных деформаций* целиков. В этом случае напряжённо-деформированное состояние целиков определяется кинематическими граничными условиями на контактах целиков с кровлей и почвой, т.е. фактически, только деформациями пород кровли и почвы.

Такой режим нагружения подобен нагружению «мягких» образцов на жёстких прессах и часто встречается в реальных условиях разработки месторождений. Например, для угольных или соляных пластов модуль деформации на порядок меньше модуля деформации пород, слагающих кровлю и почву пластов. При подобном режиме деформирования в целике, в самом общем случае, могут образовываться, начиная от контура, три характерные области состояния пород:

- область руинного разрушения (остаточной прочности), непосредственно примыкающая к контуру целика;
- область запредельного деформирования пород;
- область допредельного деформирования пород в центральной части целика.

Естественно, что распределение напряжений в самых опасных сечениях целика, а, следовательно, и нагрузки, должны определяться в каждой из этих областей с учётом конкретных параметров деформирования (модуля деформирования на допредельном участке, модуля спада на запредельном участке, соответствующих коэффициентов поперечных деформаций, пределов прочности и величин остаточной прочности), в том числе, и с учётом времени.

Другой характер взаимодействия целиков с породами кровли и почвы выработок наблюдается при одинаковой жёсткости целиков и вмещающего массива (очень распространённый случай при разработке рудных месторождений). При этом целики и вмещающие породы работают в *режиме взаимовлияющих деформаций*, а действующие нагрузки и напряжённо-деформированное состояние целиков можно оценить только из условия совместности деформирования целиков и вмещающего массива.

Режим взаимовлияющих деформаций характеризуется тем, что процессы деформирования пород происходят в некоторых областях вышележащей и нижележащей толщи массива (обычно очерчиваемых сводообразными кривыми). Величины нагрузок на целики различны и определяются, в частности, положением целиков относительно границ выработанного пространства, при этом максимальная нагруженность целиков характерна для целиков в центральных частях выработанного пространства и уменьшается в направлении к границам ненарушенного массива. По мере развития очистных работ и увеличения размеров выработанного пространства нагрузки на целики изменяются, в большинстве своём увеличиваются, поскольку области деформирования в окружающих породах увеличиваются, а целики, ранее занимавшие центральное положение в выработанном пространстве оказываются ближе к периферии (рис. 5.11).

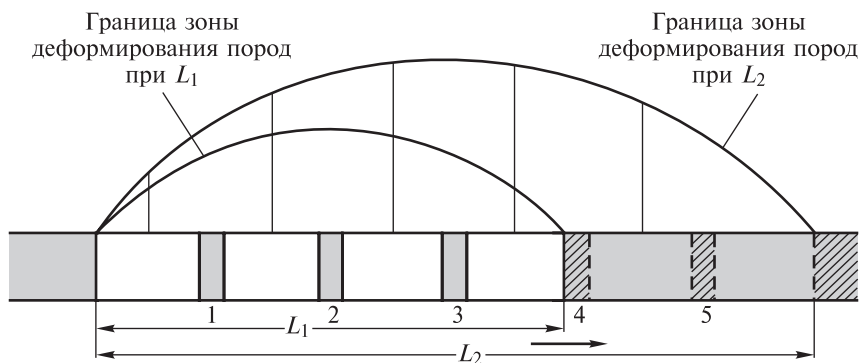


Рис. 5.11. Схема нагружения целиков при режиме взаимовлияющих деформаций. Стрелкой показано направление развития очистных работ

При дальнейшем увеличении выработанного пространства процессы деформирования пород над выработанным пространством, в конце концов, охватывают всю толщу вышележащих пород, и на поверхности образуется мульда сдвижения. Подобное состояние соответствует условиям полной подработки и обычно наблюдается, когда размеры выработанного пространства становятся соизмеримыми с глубиной ведения работ от дневной поверхности. При этом напряжённо-деформированное состояние всего массива приобретает стационарный характер. Подобный режим работы целиков называют *режимом заданной нагрузки*, он является предельно возможным, при этом нагрузки на все целики становятся максимальными, не изменяются при дальнейшем развитии очистных работ и могут быть определены без учёта деформаций целиков (рис. 5.12).

Особенности взаимодействия вмещающего массива и целиков, а, следовательно, и напряжённо-деформированное состояние целиков зависят также от контактных условий на границах «целик — кровля» и «целик — почва». Контактные условия могут изменяться от полного сцепления до условий практического отсутствия сцепления и трения на этих границах, например, при наличии пластичных глинистых прослоек.

В первом случае при полном сцеплении поперечные деформации целика на границах с кровлей и почвой ограничены, а в средней части целика развиваются относительно свободно. В итоге формируется неоднородное напряженное состояние целика по его высоте с образованием конических областей почти равнокомпонентного объемного сжатия, расположенных вблизи границ с кровлей и почвой. В этих областях касательные напряжения, которые могут быть причиной разрушения целика, невелики.

Значительной величины касательные напряжения достигают только в средней части целика при условии, если конические области сжатия не смыкаются, что выполняется для высоких и не выполняется для низких и широких целиков. Развитие значительных касательных напряжений в средней части целика определяется его относительно свободными поперечными деформациями, которые формируют поле сжимающих напряже-

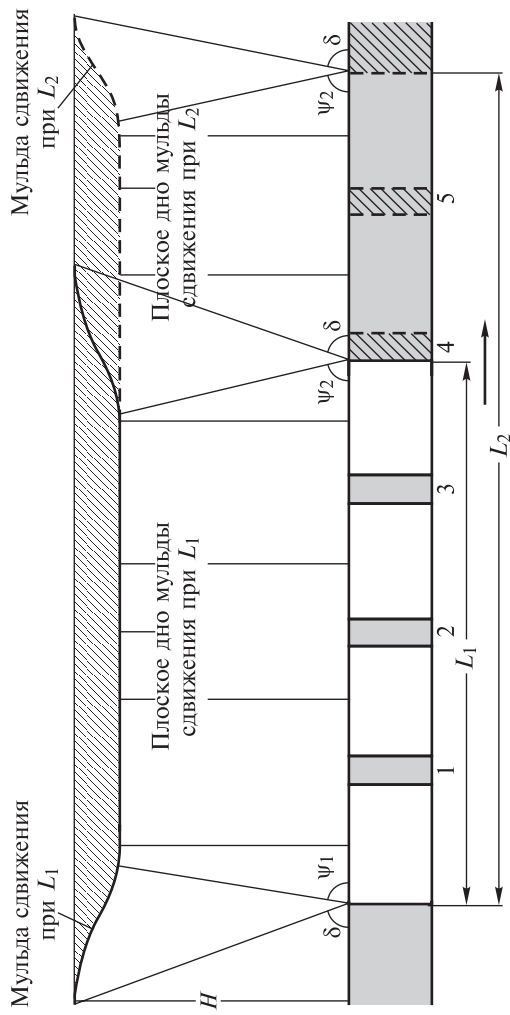


Рис. 5.12. Схема нагружения целиков при режиме заданных нагрузок:

H — глубина от дневной поверхности; δ — угол сдвижения; ψ_1 и ψ_2 — углы полной подработки. Стрелкой показано направление развития очистных работ

ний с различными по величине компонентами сжатия, особенно вблизи стенок целика.

В итоге приконтурные области разрушения целика имеют максимальные размеры в его среднем сечении, а в сторону кровли и почвы ограничены коническими поверхностями областей равнокомпонентного сжатия (рис. 5.13).

В этих случаях деформирование и последующее разрушение целика во многом напоминает поведение сжимаемого породного образца при условии сцепления и трения его контактных поверхностей с плитами пресса.

Во втором случае, когда сцепление и трение на контактах с кровлей и почвой практически отсутствует, напряженно-деформированное состояние целика будет однородным по его высоте, поверхности разрушения будут близки к вертикальным, как это показано на рис. 5.14.

Деформирование целика и особенности его разрушения в этом случае имеют много общего с механическим состоянием сжимаемого породного образца при отсутствии его сцепления и трения с плитами пресса, когда реализуется столбчатый характер разрушения образца от растягивающих напряжений.

Если контактные условия на границах «целик—кровля» и «целик—почва» занимают некоторое промежуточное положение между рассмотренными (например, неполное сцепление горных пород на контакте), то напряженно-деформированное состояние будет близким к однородному только в средней части целика, а поверхности разрушения по своему очертанию будут занимать

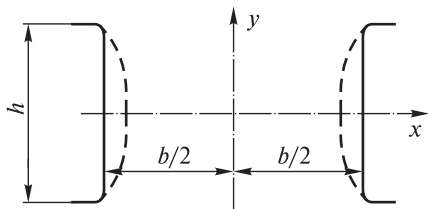


Рис. 5.13. Области разрушения пород в целике при полном сцеплении его с породами кровли и почвы:
 h , b — соответственно высота и ширина целика

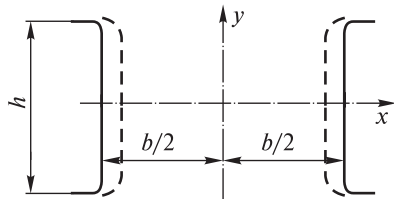


Рис. 5.14. Области разрушения пород в целике при отсутствии сцепления и трения его с породами кровли и почвы

промежуточное положение между теми, которые показаны на рис. 5.13 и 5.14.

Приведенный анализ влияния контактных условий на условия деформирования и разрушения целиков показывает, что приконтурные области разрушения достигают наибольших размеров в среднем сечении целика, поэтому именно здесь в первую очередь необходимо исследовать напряженно-деформированное состояние породного массива. Если известно распределение напряжений по среднему сечению целика, то может быть вычислена и величина нагрузки на столбчатый целик или, например, на единицу длины ленточного целика.

В зависимости от величин действующих напряжений (или нагрузок), целики могут эксплуатироваться в режиме допредельного (без разрушений) и запредельного деформирования, когда разрушения будут иметь место, но несущая способность целиков ещё будет достаточна для сохранения устойчивости пород и безопасности горных работ. Эти вопросы исследованы достаточно детально в работе¹, поэтому остановимся лишь на основных принципиальных моментах.

В первом приближении особенности распределения нормальных напряжений по среднему сечению ленточного целика в условиях его допредельного деформирования можно определить, используя, как базовую задачу, закономерности допредельного деформирования породных массивов вокруг заглублённых протяженных одиночных выработок, в частности, рассматривая распределение напряжений вокруг двух горизонтальных протяжённых выработок в однородном изотропном линейно деформируемом массиве. При этом в простейшем случае выработки принимаются одинакового поперечного сечения круговой формы, а естественное поле напряжений — равнокомпонентным.

На рис. 5.15, б, в, г приведены эпюры вертикальных и горизонтальных напряжений в среднем сечении целиков различной ширины между двумя одинаковыми выработками.

Из рис. 5.15, б следует, что в широком целике, когда $b \geq 1,5l$, взаимное влияние смежных выработок не превышает 10%. При

¹ *Баклашов И.В.* Деформирование и разрушение породных массивов. — М.: Недра, 1988. — 271 с.

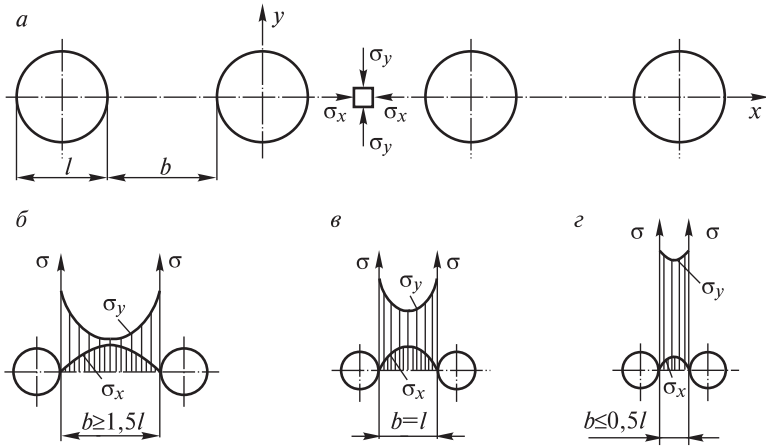


Рис. 5.15. Эпюры напряжений в щелях различной ширины:

a — схема расположения выработок и щеликов; *б* — в широком щелике при $b \geq 1,5l$; *в* — в щелике при $b = l$; *г* — в узком щелике при $b \leq 0,5l$; l — диаметр выработки; b — ширина щелика

этом концентрация напряжений σ_y , на стенке щелика соответствует концентрации напряжений на стенке одиночной выработки, а в середине щелика между выработками напряжения σ_y близки к естественным напряжениям ненарушенного массива. Нормальные напряжения σ_x возрастают от нуля на стенке щелика до естественных напряжений в его средней части.

В щелике с шириной $b = l$ (рис. 5.15, *в*), где взаимное влияние выработок становится заметным, концентрация напряжений σ_y на стенке щелика и в его глубине возрастает по сравнению с концентрацией напряжений σ_y в окрестности одиночной выработки. При этом напряжения σ_x в щелике уменьшаются.

В узком щелике (рис. 5.15, *г*), имеющем ширину $b \leq 0,5l$, взаимное влияние выработок значительно увеличивает концентрацию напряжений σ_y . При этом средний уровень напряжений σ_y возрастает в три раза по сравнению с начальными напряжениями в массиве. Нормальные напряжения σ_x становятся малыми, и в породном массиве щелика формируется практически однородное поле высоких сжимающих напряжений σ_y .

Устойчивость щелика и его несущая способность зависят от соотношения его основных параметров: высоты h , ширины b

и длины d , а также от приложенной нагрузки и направления приложения нагрузки, перпендикулярно или параллельно рассматриваемому сечению целика.

Целик считается высоким, если $b/h < 1$ и низким, когда $b/h > 1$. В низком целике максимальное напряжение приходится на периферийную часть (рис. 5.16, *а*), а в высоком — на центральную (рис. 5.16, *б*).

С увеличением отношения ширины b к высоте целика h его концентрация вертикальных напряжений на его стенках увеличивается, а область повышенных напряжений вблизи выработки уменьшается.

В средней части низкого целика давление может быть равным γH . Опыты на моделях из оптически активных материалов показали, что при $b/h \geq 4 \div 5$ срединная часть целика работает в условиях всестороннего сжатия и имеет более высокую прочность. Такие целики обладают большей несущей способностью. Высокие целики, работая в условиях одно- или двухосного сжатия, переходят в предельное состояние и разрушаются при меньших нагрузках.

Замена отдельных целиков-столбов сплошными ленточными такой же ширины создает более благоприятные условия работы целиков. Вместо одноосного сжатия целик будет работать в условиях двухосного (и даже трехосного) сжатия, что существенно повышает его прочность.

Также на распределение напряжений оказывает влияние форма стенок целиков. При прямолинейных стенках концентрация вертикальных напряжений σ_y меньше, чем при криволинейных, а максимум напряжений смещается в глубь целика.

Для исследования закономерностей допредель-

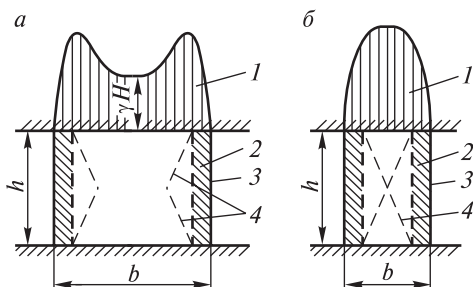


Рис. 5.16. Распределение напряжений в низких $b/h > 1$ (*а*) и высоких $b/h < 1$ (*б*) целиках:

1 — эпюра напряжений; 2 — зона пониженных напряжений в целике; 3 — камера; 4 — линии действия касательных напряжений

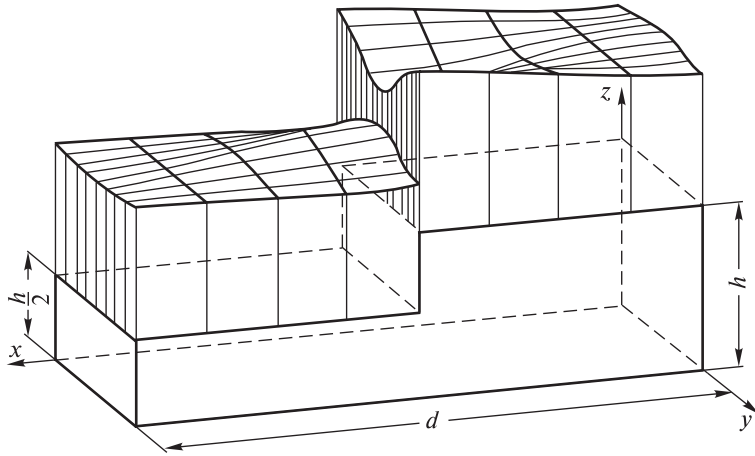


Рис. 5.17. Схема распределения вертикальных напряжений в столбчатом целике

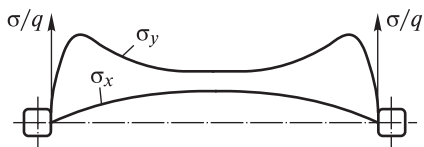
ного деформирования столбчатых целиков ($b \approx d$) необходимо рассматривать объёмную задачу теории упругости. На рис. 5.17 показана пространственная картина распределения вертикальных напряжений σ_y на контакте целика с кровлей и в его среднем сечении при полном сцеплении целика с кровлей и почвой.

Как следует из рис. 5.17 для сечений, достаточно удаленных от торцов целика, распределение напряжений сходно с распределением напряжений, получаемым из решения плоской задачи, т.е. аналогично основным закономерностям распределения нормальных напряжений в среднем сечении ленточного целика.

Другими словами в целиках с большими значениями площади поперечных сечений будут наблюдаться концентрация напряжений σ_y в приконтурной зоне и близкое к естественному (в нетронutom массиве) соотношение напряжений σ_y и σ_x в середине целика. Для целиков с малыми значениями площади характерны высокий уровень напряжений σ_y с достаточно равномерным распределением в приконтурной зоне и низкий уровень напряжений σ_x .

В реальных условиях породный массив в приконтурной области целиков, как правило, обладает пониженными деформационно-прочностными характеристиками вследствие технологических воздействий и воздействия агентов выветривания.

Рис. 5.18. Обобщённые эпюры распределения напряжений в широких ленточных целиках



В результате здесь повышается деформационная способность

пород и, как следствие, снижаются концентрации действующих напряжений с перемещением их максимумов в глубь массива целика.

Обобщая действие всех рассмотренных факторов (соотношение размеров целиков, форма поперечных вертикальных и горизонтальных сечений, условия на контактах целика с кровлей и почвой, естественное поле напряжений, технологические воздействия и воздействия процессов выветривания) на рис. 5.18 приведены принципиальные (обобщённые) эпюры распределения напряжений σ_y и σ_x по среднему сечению широкого ленточного целика.

На рис. 5.19 для сравнения приведены результаты натуральных и модельных исследований распределения напряжений в аналогичных целиках.

Как следует из сопоставления рис. 5.18 и 5.19, сформулированные закономерности допредельного деформирования целиков достаточно хорошо подтверждаются результатами натуральных измерений и физического моделирования.

Разрушение целиков начинается тогда, когда действующие напряжения превосходят некоторый предельный уровень, определяемый прочностными характеристиками горных пород, в этом случае деформирование массива пород, слагающих целик, происходит в запредельном режиме.

Вследствие концентрации напряжений в приконтурных областях целиков, разрушение обычно начинается на контуре и распространяется в глубь целика. В зависимости от условий на контактах «целик-кровля» и «целик-почва» очертания приконтурных областей разрушения могут быть различными (см. рис. 5.13 и 5.14).

При запредельном деформировании и разрушении целиков по мере увеличения нагрузок область разрушения охватывает

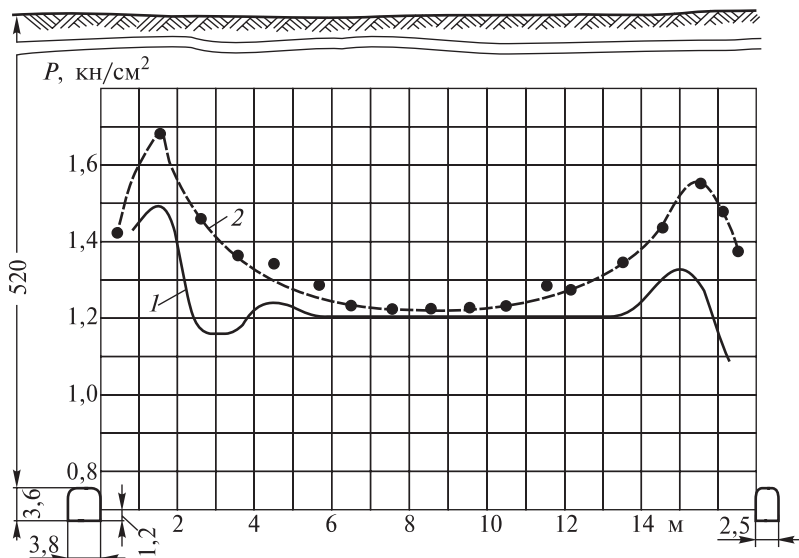


Рис. 5.19. Эпюры вертикальных напряжений в целике по результатам моделирования методом фотоупругости (1) и по данным натуральных измерений методом разгрузки (2)

всё большие объёмы целика и это приводит к снижению его несущей способности. Другими словами, в результате развития области разрушения в целике будет постепенно изменяться (уменьшаться) коэффициент запаса прочности целика, и в момент полного исчерпания несущей способности целика коэффициент запаса прочности станет равным нулю.

Учитывая изменения коэффициента запаса прочности целика проф. И.В. Баклашов вводит понятия «расчётная и проектная долговечность целиков», которые определяются (или назначаются) в зависимости от срока службы целиков, т.е. здесь появляется необходимость непосредственного учёта параметра «время». Однако методы, в которых бы учитывалось время эксплуатации целиков (или каких-либо других элементов систем разработки), разработаны пока крайне недостаточно, что объясняется малой изученностью развития геомеханических процессов во времени вследствие чрезвычайной сложности постановки соответствующих экспериментов и наблюдений.

Всё вышесказанное свидетельствует о достаточно сложных геомеханических процессах, которые развиваются в породных массивах целиков, многие особенности этих процессов были исследованы лишь в последнее время. При этом математические описания геомеханических процессов в целиках ещё не в полной мере разработаны, и предлагаемые подходы зачастую сложно применять на практике из-за отсутствия необходимых расчётных параметров.

Однако, учитывая острую практическую необходимость решения этих вопросов и высокую ответственность принимаемых технических решений, разработано большое количество инженерных методов расчёта целиков для различных горно-технических ситуаций и горно-геологических условий.

5.4. ИНЖЕНЕРНЫЕ МЕТОДЫ РАСЧЁТА УСТОЙЧИВЫХ ПАРАМЕТРОВ ЦЕЛИКОВ

К инженерным методам определения устойчивых параметров целиков, прежде всего, следует отнести метод выделения целиков в качестве «лимитирующего элемента» из общей «связки» элементов для рассматриваемого класса систем разработки.

Целики можно считать лимитирующими (слабейшими) элементами, когда именно их устойчивость определяет общее устойчивое состояние окружающего массива пород (в первую очередь, в кровле камер) и безопасные условия проведения горных работ. В этих случаях нахождение оптимальных параметров системы разработки необходимо начинать с определения несущей способности целиков, производя расчеты на прочность целиков, по разрушающим нагрузкам, т.е. фактически учитывая лишь допредельный режим деформирования массива пород.

При этом последовательность (алгоритм) расчётов выглядит следующим образом.

1. Определение нагрузки на целик.
2. По величине нагрузки и площади поперечного сечения целика определяются величины действующих напряжений.
3. Величины действующих напряжений сравниваются с пределом прочности пород, слагающих целик.

4. С учётом коэффициента запаса делается вывод об устойчивости и работоспособности целика.

При этом в каждом методе расчёта целиков вводятся какие-либо специальные предположения о характеристике действующих и допустимых нагрузок и о распределении напряжений в целиках.

5.4.1. Методы расчёта устойчивых параметров целиков при упругом деформировании и хрупком разрушении

Одно из наиболее широко распространённых основных предположений заключается в том, что целики воспринимают вес всей толщи налегающих пород в пределах площади выработанного пространства:

$$P = sH\gamma_{\text{ср}} = S \sum_{i=1}^n \gamma_i h_i, \quad (5.13)$$

где γ_i — объёмные 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 академиком Л.Д. Шевяковым¹ и в своей основе отражает работу целиков в режиме заданной нагрузки. При этом необходимо учесть, что предположение о действующей нагрузке, равной полному весу вышележащих пород, фактически соответствует *максимально возможной нагрузке* на целики.

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.

Работа целиков в режиме заданной нагрузки от веса налегающей толщи реализуется при условии $L/H \geq 1$ (т.е. когда пролет выработанного пространства больше или равен глубине).

¹ Шевяков Л.Д. Разработка месторождений полезных ископаемых. — М.;Л.: Углетехиздат, 1953.

Обычно это условие выполняется при разработке обширных залежей (при больших пролетах подработки налегающей толщи L), расположенных на малой глубине H . Условие $L/H \geq 1$ называют *условием полной подработки налегающей толщи*.

В основе метода Л.Д. Шевякова также 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 учитывается 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 В.В. Соколовский применяет для расчета целиков теорию предельного равновесия, рассматривая отдельно случаи соотношения размеров их поперечных сечений $b < h$ и $b > h$ (рис. 5.20).

Идея метода В.В. Соколовского¹ заключается в том, что сначала определяют нагрузку на среднее сечение целика, при которой последний переходит в состояние предельного равновесия. Затем, сравнивая полученное значение нагрузки с весом столба пород над целиком, т.е. с максимально возможной нагрузкой, получают коэффициент запаса прочности. По значению полученного коэффициента запаса прочности судят о соответствии выбранных размеров целиков условиям их работы.

В несколько иной постановке предлагает определять параметры целиков профессор К.В. Руппенейт². По упругим статическим напряжениям в целиках, определяемым из решения соответствующих задач теории упругости, а также исходя из паспорта прочности пород, слагающих целики, находят значение

¹ Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. — М.: Физматгиз, 1960.

² Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. — М.: Углетехиздат, 1954. — 384 с.

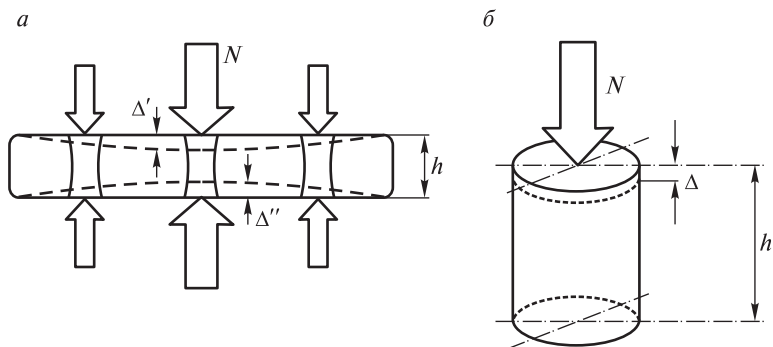


Рис. 5.21. Схемы к расчету нагрузок на целики по принципу совместности деформаций целиков и вмещающих пород:

a — распределение нагрузок и деформирование системы целиков в выработанном пространстве; *б* — нагружение и деформирование одиночного целика

выработанного пространства (где самые большие смещения вмещающих пород) максимальна. На границе с ненарушенным массивом (где конвергенция кровли и почвы минимальны) нагрузка на целики минимальна.

Если полагать, что деформирование целиков происходит в пределах упругости, то в соответствии с законом Гука, напряжение, действующее в целике равно

$$\sigma = N/F = E \cdot \Delta / h. \quad (5.14)$$

Откуда

$$N = \Delta \cdot EF/h, \quad (5.15)$$

где E — модуль упругости, МПа; F — площадь сечения целика.

Величину EF/h называют жесткостью целика и обозначают G .

Тогда нагрузку на целик можно определять по формуле:

$$N = \Delta G. \quad (5.16)$$

Эта формула означает, что нагрузка на целик N прямо пропорциональна величине его сжатия Δ и жесткости G .

Следствиями этого являются:

- неравномерность нагружения целиков по площади выработанного пространства: центральные целики, наиболее уда-

ленные от кромки массива воспринимают большую нагрузку, чем периферийные, в том числе и находящиеся вблизи забоя, т.к. смещения вмещающих пород больше в центре очистного пространства (рис. 5.18);

- прямая зависимость нагрузки на целик от его жесткости: чем жестче целик, тем большую нагрузку он воспринимает.

Если два рядом стоящих целика имеют разную жесткость, то большую нагрузку несет более жесткий целик, т.е. тот, у которого больше сечение и (или) высота меньше (рис. 5.22).

С абсолютными величинами нагрузок на целики оперировать неудобно. Поэтому величины нагрузок на целики N нормируют по глубине H и по площади кровли S , приходящейся на один целик. Для этого используют **коэффициент нагрузки** K_H , равный

$$K_H = N/(\gamma HS). \quad (5.17)$$

Коэффициент нагрузки показывает, какую часть от полного веса налегающей толщи до поверхности на площади S несет данный целик. Это безразмерная величина, она может быть больше и меньше 1.

Разработаны компьютерные программы, которые позволяют рассчитывать распределение нагрузок между целиками по принципу совместности деформаций целиков и вмещающих пород.

На рис. 5.23, в качестве примера, показано расчетное распределение нагрузок между целиками в панели на глубине 300 м, поддерживаемой 6×15 рядами целиков, оставленных по сетке 20×20 м, при равных модулях упругости руды и вмещающих пород (Жезказганское месторождение).

Обобщенная эпюра нагрузок имеет вид некоторого свода с максимальными значениями в центре выработанного пространства. Междукамерные целики, примыкающие к границе выработанного пространства, нагружены значительно меньше

(на 30% — в середине длины панели, на 70% — в углах).

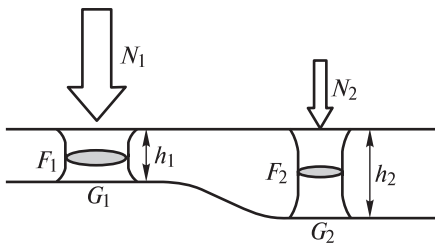


Рис. 5.22. Соотношение нагрузок на целики разной жесткости

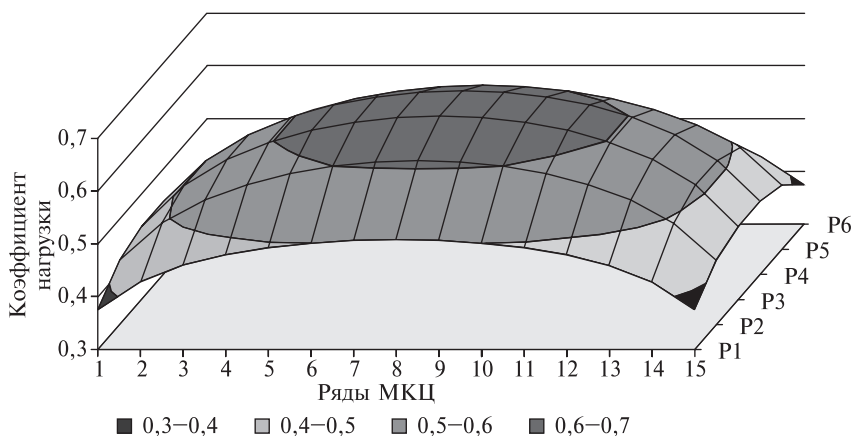


Рис. 5.23. Расчетное распределение нагрузок на целики в панели

В случае расчётов нагрузок на целики в условиях наклонных залежей необходимо учитывать постепенное увеличение глубины горных работ. Поэтому распределение нагрузок на междукамерные целики в панелях оказывается несимметричным, эти вопросы исследованы в работе¹.

Для примера на рис. 5.24 показано расчетное распределение нагрузок на целики в одиночной панели (Жезказганское месторождение), в которой оформлено 7×10 целиков.

Длинная сторона панели ориентирована по падению залежи. Угол падения – 30° . Коэффициент бокового давления λ в природном поле напряжений – 2 (для условий Анненского рудника, Жезказганское месторождение). Средняя глубина горных работ – 300 м. Соотношение модулей пород вмещающей толщи и руды – 0,75. Высота междукамерных целиков – 10 м, площадь поперечного сечения – 78 м^2 .

Средняя нагруженность междукамерных целиков на наклонных залежах K_n может быть найдена по формуле:

$$K_n = K_r K_\alpha = K_n [1 + \lambda + (1 - \lambda) \cos 2\alpha] / 2, \quad (5.18)$$

где K_r – средний коэффициент нагрузки на междукамерный целик в аналогичной панели при горизонтальном залегании;

¹ Макаров А.Б. Практическая геомеханика: Пособие для горных инженеров. – М.: Горная книга, 2006. – 391 с.

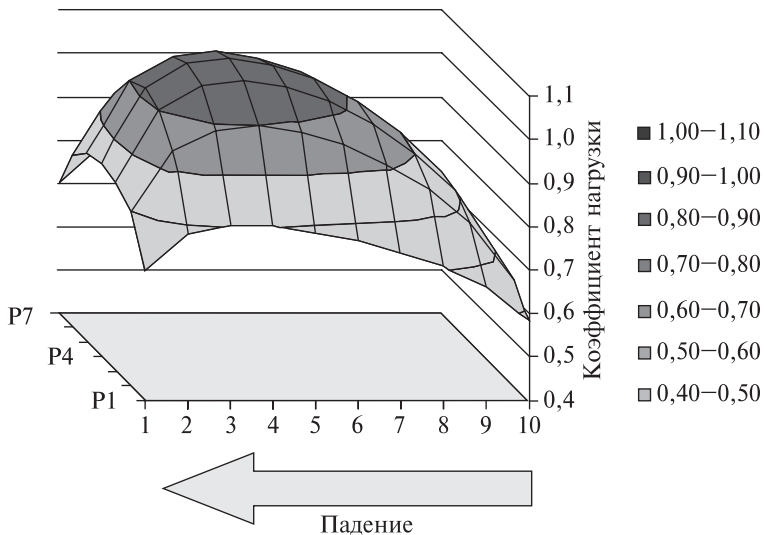


Рис. 5.24. Нагруженность междукамерных целиков на наклонной залежи

K_α — коэффициент влияния угла падения залежи α ; λ — коэффициент бокового давления в природном поле напряжений.

Зависимости значений K_α от угла падения залежи α и коэффициента бокового давления в природном поле напряжений показаны на рис. 5.25.

Из формулы (5.18) следует:

- при расчетах размеров целиков в условиях негоризонтального залегания рудных залежей необходимо учитывать не только вертикальное давление вышележащих пород на целик, но и боковое давление пород со стороны висячего бока;
- при боковом давлении в массиве $\lambda\gamma H$, превышающем вертикальное γH ($\lambda > 1$), средняя нагруженность междукамерных целиков на наклонных залежах становится больше, чем на горизонтальных залежах. При этом, чем круче падение и чем больше боковое давление в нетронутым массиве (тектонические напряжения), тем эта разница становится больше;
- при гидростатическом распределении исходных напряжений в нетронутым массиве ($\lambda = 1$) средняя нагруженность междукамерных целиков не зависит от угла падения обрабатываемой залежи;

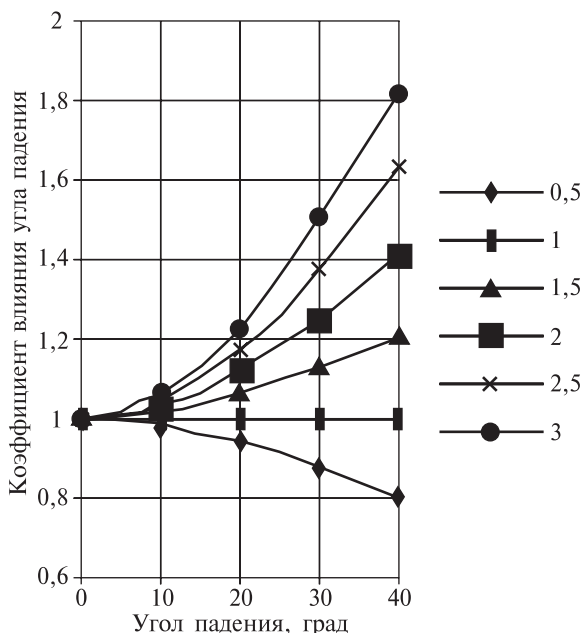


Рис. 5.25. Зависимости коэффициента влияния угла падения залежи K_α от угла падения α при различных коэффициентах бокового давления λ в исходном массиве

– при отсутствии в массиве высоких тектонических напряжений ($\lambda < 1$) с увеличением угла падения залежей средняя нагруженность междукламерных целиков снижается.

Очень важным фактором при распределении нагрузок на целики является соотношения модулей упругости вмещающих пород и руды. В тех случаях, когда массив вмещающих пород обладает существенно большей жесткостью, чем полезное ископаемое, средняя нагруженность целиков может составлять 10÷30% от полного веса пород до поверхности. Это связано с малой величиной прогиба «жесткой» толщи покрывающих пород на контуре выработанного пространства. В условиях, когда вмещающая толща имеет существенно более низкие упругие свойства («мягкая» толща), чем полезное ископаемое, средняя нагруженность целиков может увеличиться до 70÷90%, приближаясь к полному весу столба пород до поверхности.

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.

Необходимо отметить, что, предполагая упругое деформирование целиков, фактически получают максимально возможные значения действующих нагрузок на целики, а отсюда, и завышенные параметры целиков, обладающие порой излишне большим запасом прочности.

5.4.2. Определение параметров целиков при склонности к неупругому деформированию

Если породы, в которых проводят очистные выработки и оставляют целики, проявляют явные пластические и вязкие свойства, расчеты на прочность кровли выработанного пространства и целиков необходимо дополнять оценкой деформируемости и жесткости локальной системы «*кровля—целик—почва*». 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 обычно пренебрегают местной сминаемостью почвы и кровли залежи над и под целиками по сравнению с продольной деформацией (сжатием) целиков и полагают для упрощения, что продольная деформация системы 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

$$\epsilon_{\text{прод}} = K\epsilon_{\text{поп}}, \quad (5.19)$$

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 потере сплошности массива пород, т.е. 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.

В рассматриваемых случаях наибольшее применение для предрасчета предельных деформаций целиков находит теория ползучести горных пород. 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 Вольтера—Работнова) упругие постоянные модуль упругости E и коэффициент поперечных деформаций ν заменяют соответствующими временными операторами. Конкретный вид операторов зависит от функции ядра ползучести, принятой для рассматриваемых пород.

С точки зрения последующего учета ползучести пород удобны способы расчета параметров целиков, основанные на применении методов строительной механики и позволяющие представить упругие деформации или перемещения целиков в виде элементарных выражений.

Как показывают расчеты, 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.

Наряду с описанным методом применяют также методы расчета целиков, основанные на натурных наблюдениях за деформированием и устойчивостью целиков и выработок.

Так, исследуя деформируемость соляных пород во времени, К.-Г. Хефер экспериментально установил зависимость между скоростью поперечного расширения ленточных целиков с отношением $A/a = 1 - 1,25$ (A — ширина камеры; a — ширина целика) и расчетным давлением на них для условий бассейна Южный Гарц (рис. 5.26, а).

По результатам натуральных наблюдений можно рассчитать 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. 5.26, б).

Известны методы, где устойчивые параметры целиков определяются по скоростям продольных деформаций. При этом

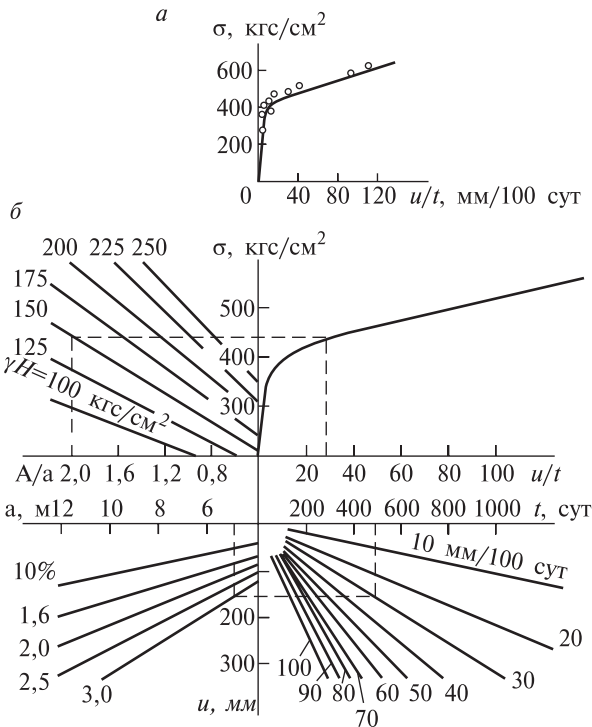


Рис. 5.26. Зависимость скорости деформирования целиков от действующих напряжений в условиях соляных месторождений Южного Гарца (а) и номограмма для расчета устойчивых размеров целиков (б)

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.

Наибольшую актуальность вопросы учёта особенностей деформирования целиков во времени имеют для условий отработки соляных месторождений, где главным условием безопасности работ является сохранность водозащитной толщи над кровлей камер.

5.4.3. Учёт динамических воздействий взрывных работ при определении оптимальных параметров целиков

Большое количество одновременно взрывааемых взрывчатых веществ (ВВ) при проведении очистных работ приводит к необходимости учитывать динамические воздействия взрывов на устойчивость целиков.

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. При этом каждая точка среды, по мере прохождения волны напряжений, последовательно будет оказываться в различных напряженных состояниях. 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 различные 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 зоной 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 $100R_0$, т.е. достигает одного — двух десятков метров.

Затем простирается дальняя зона или *зона сотрясения*, в которой проявляются главным образом упругие деформации.

Перечисленные зоны не имеют резких границ, их выделение носит в известной степени условный характер.

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 линейные 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 преломленные (тоже продольная и поперечная) 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:

$$A_2 = A_1 \frac{\rho_2 v_{p2} - \rho_1 v_{p1}}{\rho_2 v_{p2} + \rho_1 v_{p1}}; \quad (5.20)$$

$$A_4 = A_1 \frac{2\rho_1 v_{p1}}{\rho_2 v_{p2} + \rho_1 v_{p1}},$$

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_{p1} , v_{p2} — 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 $\rho_2 v_{p2} = 0$. Такому случаю соответствуют условия на поверхности обнажения пород в выработках, поскольку, как это следует из первой формулы системы (5.20), на поверхности обнажения амплитуда перемещений в отраженной волне противоположна по знаку амплитуде падающей волны. Другими словами, при падении волны сжатия на поверхность обнажения 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 пород, обусловленных воздействием взрывных работ. При этом необходимо отметить, что единых представлений о механизме разрушения реальных материалов под воздействием падающих и отраженных волн при взрывах пока нет. Поэтому

большинство методов учета влияния взрывных работ представляют собой эмпирические подходы, которые базируются исключительно на результатах натуральных наблюдений и экспериментов.

В частности, в начале 1950-х годов прошлого века, 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 (чаще всего, кратчайшее расстояние между соседними зарядами) и диаметра заряда. Условия устойчивости при этом имеют вид неравенства

$$b \geq 3w; \quad (5.21)$$

$$b \geq 100 d_3,$$

где b — устойчивая ширина целика; w — линия наименьшего сопротивления; d_3 — диаметр заряда.

Однако в этих зависимостях совершенно не учтены деформационно-прочностные характеристики пород, а также масса заряда и тип взрывчатых веществ.

Эти недостатки были устранены в методе оценки сейсмостойчивой ширины целиков, предложенном профессором А.Н. Ханукаевым. При этом учет влияния взрывных воздействий основан на определении так называемых критических значений приведенной массы заряда Q (или обратной ее величины — приведенного расстояния R).

Приведенная масса Q представляет собой расчетный параметр, связывающий массу заряда q и расстояние от центра заряда r :

$$Q = \sqrt[3]{q/r}. \quad (5.22)$$

Для определения устойчивой ширины целика по экспериментальным данным устанавливают эмпирическую зависимость между радиальными напряжениями и приведенным расстоянием R , а затем, исходя из приведенной массы применяемых зарядов, определяют радиальные напряжения и сравнивают их с пределом прочности пород при растяжении.

Таким путем определяют критическое значение R , которое соответствует пределу прочности пород при растяжении, и 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:

$$r_c = K \sqrt[3]{q}, \quad (5.23)$$

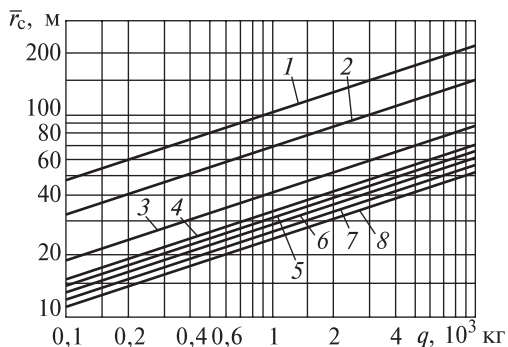
где r_c — радиус безопасного сейсмического воздействия взрыва; K — эмпирический коэффициент, учитывающий деформационно-прочностные свойства массива пород.

На рис. 5.27 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 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.

Рис. 5.27. Зависимости размеров сейсмобезопасных целиков от массы заряда $ВВ$ для различных рудников:

1 — Каула, 2 — им Губкина, 3 — Миргалимсайский, 4 — им. Коминтерна, 5 — Дегтярский, 6 — Зыряновский и Таштагольский; 7 — им. Р Люксембург, 8 — Высокогорский



Если при оценке устойчивости обнажений пород выявляется вероятность их разрушения под воздействием взрывных нагрузок, то необходимо предусматривать специальные мероприятия, направленные на повышение устойчивости элементов систем разработки. При этом весьма эффективным методом является изменение формы целиков, в частности, оформление целиков с наклонными стенками (с вертикальными сечениями в виде трапеций) или придания им криволинейных очертаний.

5.5. ОБОБЩЁННЫЙ ИНЖЕНЕРНЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ

Широкое применение в практике определения устойчивых параметров целиков находит подход, когда на основе самых общих соображений о соотношении внешних нагрузок и деформационно-прочностных свойств пород, слагающих целик, составляется условие прочности (устойчивости) целика в виде:

$$F < R, \quad (5.24)$$

где F — общее выражение действующих нагрузок и всех внешних воздействий на целик; R — общее выражение всех сил реакции целика на внешние воздействия, в том числе деформационно-прочностных свойств пород.

Основными из внешних сил, действующих на целик, являются силы веса пород вышележащей толщи $P = \rho_{\text{ср}} g H$ ($\rho_{\text{ср}}$ — средняя плотность пород вышележащей толщи; g — ускорение свободного падения; H — глубина от земной поверхности), а реакция целика на внешние воздействия определяется, в первую очередь, прочностными параметрами пород, слагающих целик. Предполагая, что целик находится под действием сжимающих сил, в качестве прочностного параметра пород обычно используется предел прочности пород при одноосном сжатии $[\sigma_{\text{сж}}]$. Тогда условие прочности (устойчивости) целика приобретает вид:

$$\rho_{\text{ср}} g H < [\sigma_{\text{сж}}]. \quad (5.25)$$

Далее путём введения корректирующих коэффициентов уточняются внешние воздействия и силы реакции в соответ-

ствии с конкретной горно-геологической и горно-технической ситуацией.

В результате условие прочности (устойчивости) целика в предельном случае принимает вид:

$$\frac{K_n K_\alpha \rho g H S_{гр}}{S_{ц}} = \frac{[\sigma_{сж}^{cp}] K_{стр} K_{вр}}{K_{зап}} K'_ф K''_ф, \quad (5.26)$$

где K_n — коэффициент нагрузки, учитывающий долю веса пород налегающей толщи, воспринимаемую целиками; K_α — коэффициент, учитывающий влияние угла падения тела полезного ископаемого; $S_{гр}$ — грузовая площадь, площадь вышележащей толщи пород, приходящаяся на целик; $S_{ц}$ — площадь поперечного сечения целика; $K_{стр}$ — коэффициент структурного ослабления массива пород, слагающих целик; $K_{вр}$ — коэффициент, учитывающий влияние времени на свойства пород целика; $K'_ф$ и $K''_ф$ — коэффициенты формы сечения целика соответственно при нагрузках, перпендикулярных и параллельных сечению целика; $K_{зап}$ — коэффициент запаса прочности целика; $[\sigma_{сж}^{cp}]$ — усредненная прочность пород целика при одноосном сжатии.

В формуле (5.26) левая часть по-прежнему характеризует нагрузку на целик, правая — силы сопротивления разрушению или несущую способность целика.

При этом под *несущей способностью* целика понимается величина предельной действующей на него нагрузки, под влиянием которой в нём возникает состояние предельного равновесия, но ещё не начинаются разрушения.

Выражение (5.26) описывает состояние целика с учётом большого количества действующих факторов в виде корректирующих коэффициентов в соответствии с современными представлениями развития геомеханических процессов в рассматриваемом классе систем разработки.

Рассмотрим последовательно все входящие в равенство (5.26) корректирующие коэффициенты, их описание представлено в работе¹.

¹ Управление состоянием горного массива: Практикум / В.М Шик, С.В. Васильев, С.П. Мозер, А.А. Сидоренко. — СПб.: С.-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2006. — 68 с.

Коэффициент нагрузки K_n

Этот коэффициент учитывает долю веса пород налегающей толщи, воспринимаемой конкретным рассматриваемым целиком и определяется соотношением максимального размера выработанного пространства L и глубины ведения горных работ H . Фактически этим коэффициентом отображаются условия работы в режиме заданной нагрузки или в режиме взаимовлияющих деформаций.

В первом случае обработка полезного ископаемого характеризуется как условия полной отработки, при этом $K_n = 1$, нагрузка на целик равна полному весу пород вышележащей толщи до земной поверхности в пределах области влияния целика и не изменяется в течение всего периода существования целика.

Во втором случае процессы деформирования пород над выработанным пространством не охватывают всю толщу и не выходят на поверхность. По мере развития горных работ и увеличения выработанного пространства нагрузки на целики изменяются и, в соответствии с этим, деформируются и целики, коэффициент нагрузки $K_n \rightarrow 1$ (табл. 5.4).

Таблица 5.4

Значения коэффициента нагрузки при различных соотношениях размеров выработанных пространств и глубины ведения работ

| L/H | 0,1 | 0,3 | 0,5 | 0,7 | $\geq 0,8$ |
|-------|---------|---------|---------|---------|------------|
| K_n | 0,6/0,4 | 0,8/0,6 | 0,9/0,8 | 1,0/0,9 | 1,0/1,0 |

Примечание. В числителе — при незначительной податливости целиков, в знаменателе — при значительной податливости целиков, наличии слабых пластичных прослоек.

Коэффициент влияния угла падения K_α

Этот коэффициент фактически отражает влияние различной ориентации целика относительно главных компонентов поля напряжений в массиве пород. В частности, для целиков, расположенных длинной осью по падению — восстанию

$$K_\alpha = \cos 2\alpha + \lambda \sin 2\alpha, \quad (5.27)$$

где α — угол падения тела полезного ископаемого; λ — коэффициент бокового распора.

Для целиков, ориентированных длинной осью по простиранию, а также целиков квадратного и круглого сечения, которые наклонены к нормали под углом β

$$K_0 = \frac{\lambda \sin \alpha}{\cos \beta \sin(\alpha - \beta)}, \quad (5.28)$$

где

$$\beta = \alpha - \text{arctg}(\lambda \text{tg} \alpha). \quad (5.29)$$

Если естественное поле напряжений обусловлено только действием гравитационных сил, коэффициент бокового распора λ

$$\lambda = \frac{\nu}{1 - \nu}, \quad (5.30)$$

где ν — коэффициент Пуассона.

В общем случае гравитационно-тектонических полей коэффициент бокового распора вычисляется по соотношению главных горизонтальных и вертикальных компонент напряжений, определяемых из натурных измерений

$$\lambda = \sigma_{\Gamma} / \sigma_{\text{В}}. \quad (5.31)$$

Коэффициент структурного ослабления $K_{\text{стр}}$

Коэффициент структурного ослабления $K_{\text{стр}}$ представляет собой отношение прочности пород в массиве $[\sigma_{\text{сж}}]^{\text{М}}$ к прочности пород в образце $[\sigma_{\text{сж}}]^{\text{об}}$ при одинаковом характере напряжённого состояния. Значение $K_{\text{с}}$ изменяется в широких пределах и определяется большим числом факторов.

Для условий сжатия (например, в зонах опорного давления) ориентировочные значения коэффициента структурного ослабления определяются в соответствии со степенью нарушенности массива, которая может характеризоваться размером структурного блока пород $l_{\text{бл}}$ (табл. 5.5).

Экспериментально прочность пород в массиве при сжатии может быть установлена путем доведения до предельного состояния (разрушения) крупноразмерного породного элемента, обладающего всеми основными структурными особенностями

Значения коэффициента структурного ослабления в зависимости от степени нарушенности массива

| Породы | Слаботрещиноватые | Среднетрещиноватые | Сильнотрещиноватые | Раздробленные |
|----------------------------|-------------------|--------------------|--------------------|---------------|
| $l_{\text{бл}}, \text{ м}$ | 1–3 и более | 0,3–1 | 0,05–0,3 | 0,01–0,05 |
| $K_{\text{стр}}$ | >0,45 | 0,3–0,45 | 0,15–0,3 | <0,15 |

массива, с помощью каких-либо нагрузочных устройств. По этому методу $K_{\text{стр}}$ определяется как отношение средних значений прочности пород в массиве, установленных экспериментально, $[\sigma_{\text{сж}}]^{\text{М}}$, к средней прочности образцов $[\sigma_{\text{сж}}^{\text{ср}}]_{\text{обр}}$, отобранных с места проведения исследования и испытанных в лаборатории в соответствии со стандартными методами, т.е.

$$K_{\text{стр}} = [\sigma_{\text{сж}}]^{\text{М}} / [\sigma_{\text{сж}}^{\text{ср}}]_{\text{обр}} \quad (5.32)$$

Например, для Хибинских апатито-нефелиновых месторождений $K_{\text{стр}} = 0,37 \pm 0,50$.

В условиях Жезказганского меднорудного месторождения в зависимости от степени трещиноватости пород:

- слаботрещиноватые — $K_{\text{стр}} = 0,72$,
- среднетрещиноватые — $K_{\text{стр}} = 0,63$,
- сильнотрещиноватые — $K_{\text{стр}} = 0,50$,
- в зонах флексур — $K_{\text{стр}} = 0,40$.

Если основным фактором ослабления массива является естественная трещиноватость, то коэффициент структурного ослабления $K_{\text{стр}}$ может быть определён в зависимости от прочности образцов пород по данным табл. 5.6.

Массив пород целика может дополнительно ослабляться за счёт наличия слабых или пластичных и вязких прослоев.

В частности, прослойки слабых пород в целике оказывают существенное влияние на его несущую способность. Предельное состояние неоднородного целика, состоящего из разнопрочных пород, определяется прочностными свойствами более слабой породы, так как разрушение начинается с краевой зоны слабого слоя и распространяется в глубь целика. Породы слабого слоя выдавливаются и тем самым в прочных породах, прилегающих

**Коэффициент ослабления трещиноватых пород различной прочности
(по данным ВНИМИ)**

| № п/п | Предел изменения $[\sigma_{сж}]_{обр}$, МПа | Коэффициент ослабления $K_{стр}$ | |
|-------|--|----------------------------------|------------------|
| | | Пределы изменения | Среднее значение |
| 1 | 1,0 | 0,27÷0,68 | 0,50 |
| 2 | 1,0÷2,0 | 0,23÷0,63 | 0,33 |
| 3 | 2,0÷3,5 | 0,15÷0,59 | 0,32 |
| 4 | 3,5÷7,5 | 0,11÷0,32 | 0,20 |
| 5 | 7,5÷20,0 | 0,077÷0,26 | 0,16 |
| 6 | 20,0÷35,0 | 0,029÷0,126 | 0,06 |
| 7 | 35,0÷70,0 | 0,019÷0,107 | 0,05 |
| 8 | >70,0 | 0,011÷0,068 | 0,03 |

к этому слою, появляются растягивающие напряжения. Целик испытывает сложное напряженное состояние сжатия с растяжением.

Коэффициент ($K_{стр})_{сл}$, учитывающий наличие слабых слоев в целике, можно найти из выражения:

$$(K_{стр})_{сл} = 1 + ([\sigma_{сж}]/[\sigma_{сл}] - 1) h_{сл}/h, \quad (5.33)$$

где $[\sigma_{сж}]$ и $[\sigma_{сл}]$ — пределы прочности на сжатие, соответственно, основной породы целика и слабого прослойка; $h_{сл}$ и h — соответственно мощность слабого прослойка и высота целика.

Для вязких (глинистых) прослоек

$$(K_{стр})_в = [1 + (h_в/h)^{1/4}]/[1 + 0,4(h_в/h)^{1/4}], \quad (5.34)$$

где $h_в$ — мощность вязкого (глинистого) прослойка.

Коэффициент влияния времени $K_{вр}$

Прочность несущих конструктивных элементов системы разработки (целиков) со временем снижается, что корректируется коэффициентом $K_{вр}$ (табл. 5.7).

Влияние срока существования целика находится в зависимости от длительности эксплуатации рудника. Для целиков, оставляемых на весь срок существования, учитывается склонность пород, слагающих целик, к ползучести и $K_{вр}$ принимается обычно равным 0,7.

Значения коэффициента влияния времени $K_{вр}$ в зависимости от срока службы целика.

| Срок службы целика, годы | <2 | 2–5 | >5 |
|---|---------|---------|---------|
| $K_{вр}$ | 1,0/1,0 | 0,8/0,7 | 0,7/0,5 |
| <i>Примечание.</i> В числителе — для пород слабо- или среднетрещиноватых ($K_{стр} \geq 0,4$); в знаменателе — для сильнотрещиноватых или пластичных пород ($K_{стр} < 0,4$). | | | |

Коэффициенты формы целика K'_{ϕ} , K''_{ϕ}

Коэффициент формы K'_{ϕ} отражает зависимость прочности целика от соотношения его размеров в плане (b/d .)

Если соотношение параметров междукамерного целика соответствует условию

$$1 \leq b/d \leq 4, \quad (5.35)$$

то при расположении целика длинной осью поперек преобладающей системы трещин

$$K'_{\phi} = 0,8 + 0,2 b/d. \quad (5.36)$$

Если же трещиноватость имеет неупорядоченный характер или продольная ось основания целика направлена по простиранию основной системы трещин, то $K'_{\phi} = 1$.

Коэффициент формы K''_{ϕ} отражает зависимость прочности целика от соотношения размеров в сечении (b/h).

При сухом трении или полном сцеплении на контактах целика с кровлей и почвой для «высоких» целиков с параметрами, соответствующими условию

$$0,25 \leq b/h \leq 1, \quad (5.37)$$

коэффициент формы K''_{ϕ} определяется по формуле

$$K''_{\phi} = 0,6 + 0,4 b/h. \quad (5.38)$$

При тех же условиях на контактах, но при параметрах целика, соответствующих условию $1 < b/h \leq 4$, т.е. для «низких» целиков, и развитой трещиноватости пород ($K_{стр} < 0,4$)

$$K''_{\phi} = b/h. \quad (5.39)$$

При слаботрешиноватых породах ($K_{стр} \geq 0,4$)

$$K_{\phi}'' = \sqrt{b/h} . \quad (5.40)$$

При наличии на контактах с боковыми породами пластичных прослоек и параметрах целика, соответствующих условию $0,25 \leq b/h \leq 4$

$$K_{\phi}'' = 0,5 + 0,05 b/h. \quad (5.41)$$

Коэффициент запаса прочности $K_{зап}$

При определении устойчивых размеров целиков вследствие недостаточной изученности процессов разрушения пород и во избежание нарушения устойчивости целиков необходимо задавать значение коэффициента запаса прочности $K_{зап}$.

Коэффициент запаса прочности можно представить как произведение составляющих коэффициентов, отражающих факторы со случайным характером влияния:

$$K_{зап} = K_1 K_2 K_3. \quad (5.42)$$

Коэффициент K_1 учитывает отклонение средней прочности породы, принятой в расчете, от минимальной прочности образцов по результатам испытаний. Введение его в расчет позволяет учесть возможное отклонение прочности пород в опасных сечениях целиков от средней расчетной величины. Определяют K_1 по результатам испытаний серии образцов по коэффициенту вариации v среднего арифметического значения случайной величины — предела прочности при одноосном сжатии (табл. 5.8).

Коэффициент K_2 позволяет учесть неравномерность распределения напряжений в опасных сечениях целика. Надежным способом оценки этого фактора является только измерение напряжений в натуральных условиях каким-либо из известных

Таблица 5.8

Значения коэффициента K_1 , учитывающего разброс экспериментальных определений прочности образцов.

| $V, \%$ | ≤ 30 | 30–50 | > 50 |
|---------|-----------|-------|--------|
| K_1 | 1,25 | 1,3 | 1,35 |

способов. Если такой возможности нет, то о степени равномерности распределения напряжений можно судить, исходя из предположения отсутствия разрушения краевых частей. С известным допущением можно считать, что это возможно при условии

$$[\sigma_{сж}]^M / (\rho g H) \geq 2, \quad (5.43)$$

где $[\sigma_{сж}]^M$ — прочность при одноосном сжатии руды (породы) в целике; ρ — средняя плотность покрывающих пород до земной поверхности; g — ускорение свободного падения; H — глубина расположения целика.

Если условие (5.43) выполняется, то принимается $K_2 = 1,2$; в противном случае $K_2 = 1,3$.

Значение коэффициента K_3 зависит от способа формирования целика. При применении буровзрывных работ $K_3 = 1,15$, а при других способах выемки $K_3 = 1,1$.

На практике коэффициент запаса прочности целиков обычно принимают от 1,3–1,5 до 3–5, иногда до 7–10. Нижний предел характерен для временно оставляемых целиков или целиков, сложенных прочными, слаботрещиноватыми породами.

Для междукамерных и междуэтажных целиков $K_{зап}$ принимают равным 2÷3, для барьерных целиков с длительным сроком существования $K_{зап}$ увеличивается до 5–7 и даже до 10 (под особо ответственными объектами). Это вносит значительную неопределенность в методику выбора параметров целиков, и заставляет, в ряде случаев, завышать их геометрические размеры.

Нормами проектирования установлено, что даже при незначительных внешних нагрузках ширина междукамерных целиков не должна быть меньше величин, определяемых технологией буровзрывных работ. Рекомендуемая минимальная ширина междукамерных целиков при камерно-столбовой системе разработки в зависимости от выемочной мощности приведена в табл. 5.9.

Если устойчивость целика признаётся недостаточной, то уменьшается расчётная нагрузка на целик путём сгущения сетки оставления целиков и уменьшения объёма массива пород вышележащей толщи, приходящегося на целик.

**Рекомендуемая минимальная ширина междукамерных целиков
при камерно-столбовой системе разработки в зависимости
от выемочной мощности**

| Выемочная мощность, м | <4 | 4–10 | 10–15 | >15 |
|-----------------------|----|------|-------|-----|
| Ширина целиков | | | | |
| столбчатых | 3 | 5 | 6 | 7 |
| ленточных | 3 | 4 | 5 | 6 |

Запас прочности целика можно повысить за счет увеличения отношения размеров в сечении (b/h); путём замены столбчатых целиков ленточными; путём изменения технологии буровзрывных работ, в частности, снижением единовременно взрывааемой массы взрывчатых веществ при отбойке камер, применением различных методов упрочнения целиков.

Основу методов упрочнения целиков составляют мероприятия по повышению сопротивления пород, слагающих целик, действующим сжимающим и растягивающим напряжениям. Для этого стенки целика укрепляют анкерами, обматывают канатами, покрывают бетоном, упрочняют химическими составами.

На практике наиболее часто применяется анкерная крепь. Для надежности поддержания целиков замки анкеров закрепляются за пределами зон возможного разрушения (рис. 5.28).

Учитывая реальные размеры целиков границы зон разрушения с достаточной точностью можно считать прямолинейными, при этом угол наклона их к поверхности целика

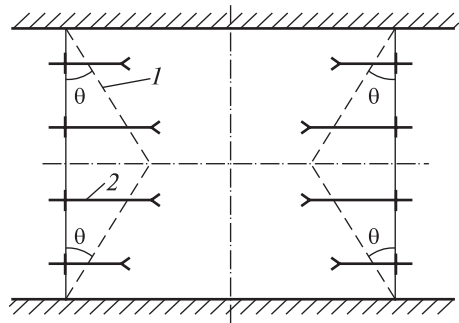
$$\Theta = \pi/4 - \varphi/2, \quad (5.44)$$

где φ — угол внутреннего трения пород целика.

На упрочненный анкерами целик допустимая на-

Рис. 5.28. Расположение анкеров при укреплении целика:

1 — предельное положение границ возможного разрушения пород целика; 2 — анкер



грузка может быть в 3–5 раз выше, чем на неукрепленный, в частности, этот способ упрочнения особенно эффективен для ленточных целиков.

В заключение отметим, что основное условие прочности (5.26) открыто для отражения любых дополнительных факторов, которые могут быть учтены введением соответствующих коэффициентов. В этом проявляется общность и универсальность этого подхода.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ
С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО
ПРОСТРАНСТВА**

6.1. ТИПЫ, ВИДЫ И НАЗНАЧЕНИЕ ЗАКЛАДКИ

В классе систем разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства выделяется несколько групп. К первой группе относятся системы с закладкой выработанного пространства, когда вслед за выемкой полезного ископаемого (или через некоторое время) выработанное пространство заполняется закладочным материалом. При применении этих систем необходимы организация специальных закладочных комплексов и решение многих организационных вопросов по подготовке закладочного материала, транспортирования его в очистные выработки, укладки в выработанном пространстве и контроле свойств закладочного массива.

Вследствие этого системы с закладкой отличаются высокими затратами, например, на рудниках, добывающих цветные металлы, затраты на закладку составляют в среднем 15% себестоимости добычи руды. Системы этого класса применяют обычно при выемке ценных руд и в особых случаях с целью обеспечения безопасности горных работ или эксплуатации подрабатываемых объектов.

Преимуществами систем с закладкой являются резкое снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого, возможности ведения горных работ под ответственными сооружениями и обеспечение безопасности, в частности, предотвращения эндогенной пожароопасности или уменьшения деформаций массива пород над выработанным пространством, что особенно

актуально для обеспечения устойчивости водозащитных толщ пород на месторождениях.

Системы с закладкой начали применять с конца XIX века. Первая гидрозакладочная установка была построена в 1878 году в Силезии на угольной шахте (Польша), а затем, независимо от этого и почти одновременно, гидравлическую закладку начали применять на антрацитовых шахтах в Пенсильвании (США). К началу XX века в Силезии уже 26 угольных шахт применяли гидравлическую закладку.

Начало применения систем с закладкой в нашей стране относится к 1937 году. В настоящее время до 35% рудников применяют системы с закладкой, при этом в последние 50–60 лет широкое распространение получила твердеющая закладка.

По типу применяемой закладки, доставки закладочного материала до места укладки и технологии образования закладочного массива можно выделить следующие классы и группы закладки (табл. 6.1).

С точки зрения геомеханического состояния искусственных закладочных массивов, образуемых в выработанном пространстве, все системы с закладкой подразделяются на два вида:

- системы с несвязной закладкой;
- системы с твердеющей закладкой.

Несвязная закладка представляет собой смесь частиц, между которыми отсутствуют или очень малы силы сцепления, она используется, главным образом, для выполнения вспомогательных или не очень ответственных функций в технологических процессах очистных работ, в частности, для заполнения пустот. Это объясняется, прежде всего, тем, что этот тип закладки массива не может самостоятельно выполнять функции несущей конструкции (или несущего элемента в конструкции систем разработки в целом).

На свойства закладочного массива существенное влияние оказывают способы доставки закладочного материала и технология его укладки в выработанном пространстве.

При механической доставке несвязной закладки материал доставляется к закладываемой выработке в сухом виде и укла-

Классификация закладки

| Класс Тип закладки | Группа (способ доставки) | Особенности технологии (закладочный материал, способы его доставки и укладки) |
|---|--------------------------------|---|
| Несвязная | Механическая доставка | Дроблёная порода от проходки или вскрышных работ и/или специально добываемый материал, доставляемые при помощи машин; в очистном пространстве материал распределяется при помощи машин механического действия, либо под действием собственного веса |
| | Пневматическая доставка | Материал закладки доставляется до места укладки по трубопроводу при помощи сжатого воздуха, размещается под действием собственного веса |
| | Гидравлическая доставка | Материал закладки доставляется до места укладки по трубопроводу при помощи воды, размещается под действием собственного веса |
| Твердеющая | Механическая доставка | Смесь вяжущего, воды и инертного заполнителя, доставляемая при помощи машин механического действия, распределяется при помощи машин механического действия либо под действием собственного веса |
| | | Пневматическая доставка |
| | Гидравлическая доставка | Смесь вяжущего, воды и инертного заполнителя доставляется до места укладки по трубопроводу при помощи воды, размещается под действием собственного веса |
| | | Льдозакладка — вода, доставляемая по трубопроводу, в условиях вечной мерзлоты превращается в лёд в выработанном пространстве |
| | Комбинированная доставка | Бутовая закладка — каменные блоки, доставляемые при помощи машин и скрепляемые между собой вяжущим раствором, доставляемым трубопроводным транспортом (аналог кирпичной кладки) |
| | | Инъекционная закладка — дроблёная порода, доставляемая машинами или под собственным весом, пропитываемая связующим веществом (цементным молочком, смолой, химическими растворами и т. п.) после размещения |
| Льдопородная закладка — дроблёная порода, доставляемая машинами или под собственным весом, проливаемая водой, в условиях вечной мерзлоты после замерзания образует прочный массив | | |

дывается в неё простой насыпью, размещаясь под действием гравитационных сил или с использованием механизмов — метательных закладочных машин, погрузочно-доставочных машин, скреперных установок, конвейеров. В качестве закладочных материалов при сухой закладке используют дроблёные породы от проходки выработок или специально добываемые материалы — песок, щебень.

В реальных условиях выполнить полную закладку камер под кровлю, практически, невозможно, всегда образуется зазор между кровлей и искусственным массивом закладки, который со временем увеличивается из-за усадки закладки. При мелкокусковом материале усадка достигает 15–25%. При крупнокусковом — до 30–40%. Поэтому требуется периодическая дозакладка ранее заложенных камер.

Для достижения высокой плотности закладочного массива рекомендуется принимать максимальный размер куска не более 250–300 мм, при этом содержание фракции от 0 до 20 мм — до 30%. Содержание глинистых пород не должно превышать 20%. Для снижения пылеобразования и увеличения плотности укладки закладочную смесь увлажняют.

Сухую (породную) закладку редко применяют как самостоятельный способ, чаще — в сочетании с другими способами закладки. Например, она используется для закладки камер между искусственными целиками из консолидированной закладки.

При пневматической закладке доставка и размещение закладочного материала в выработанном пространстве производится за счет энергии струи сжатого воздуха. При этом требуются более мелкие дробленые материалы с размером частиц до 30–40 мм и содержанием глины не более 10–15%. Значительная скорость движения частиц материала (до 30–40 м/с) обеспечивает более высокую плотность укладки и относительно небольшую величину усадки (10–15%), особенно при увлажнении материала.

На практике весьма часто применяется гидравлическая закладка выработанного пространства смесью сыпучих частиц (тонкий или молотый песок, хвосты обогащения и т.п.) с содержанием 10–15% илистых фракций (для меньшего износа труб при транспортировании материала). Эта смесь хорошо транс-

портируется с водой по трубам на значительные расстояния и плотно укладывается в закладываемых камерах. При этом вода затем самотеком дренируется из уложенного закладочного массива через специальные дренажные устройства. Чтобы уложенный массив хорошо дренировал воду, материал закладки перед транспортированием очищают от пылевидных и глинистых частиц. Однако и эта мера не гарантирует образование несдренированных зон, в которых массив имеет псевдоплавунную консистенцию, опасную с точки зрения возможных прорывов в выработке.

Особенно высока вероятность образования таких зон при соотношении высоты камеры h к ее пролету b в пределах $0,5 < h/b < 2$. Это должно учитываться при укладке смеси в камеру и организации дренажа воды.

Остаточная влажность массива гидрозакладки колеблется в довольно широких пределах (от 5 до 25%) и зависит от многих факторов, в том числе от гранулометрического состава твердой фазы и объема закладываемой выработки. Наибольшую прочность при срезе имеет уложенный в массив материал с капиллярной влажностью, т.е. порядка 10–12%. Плотность заложенного массива зависит от его гранулометрического состава. В свою очередь, от плотности зависит его прочность. Оптимальным считается гранулометрический состав материала, при котором обеспечивается наименьшее расстояние между частицами.

После обезвоживания размещённого в отработанных камерах материала образуется искусственный массив с небольшой (до 5–10%) усадкой, плотно подпирающий обнаженные стенки камер. Дозакладка пустот после усадки материала может обеспечить надёжное подбучивание кровли камер.

Только в отдельных случаях при гидравлической доставке удается создать массив достаточно высокой плотности, который может воспринимать некоторые нагрузки. Вообще в любом случае необходимо стремиться к достижению наибольшей усадки закладочного массива при его сооружении, так как от этого зависят его плотность и прочность, а последующая усадка может негативно отразиться на состоянии элементов системы разработки, в составе которых находится закладочный массив.

Исходя из этого, время усадки закладочного массива всегда стремятся свести к минимуму и с целью ускорения этого процесса прибегают к специальным мерам. Весьма эффективной мерой является уплотнение закладочного массива действием взрыва, в частности, практика работы предприятий показывает, что отбойка руды взрывным способом непосредственно у закладочного массива вызывает его усадку до 20–25%. Ещё одной мерой повышения плотности закладочного массива и степени заполнения выработанного пространства является подача гидравлической закладки под высоким избыточным давлением, которое может обеспечиваться за счёт перепада высот или насосными установками.

Принципиальным отличием массива *твердеющей закладки* от несвязной закладки является способность её не только самостоятельно сохранять свою форму и свойства, но и нести различные нагрузки. Эти её особенности оказали революционизирующее влияние на совершенствование применявшихся и создание новых способов выполнения очистных работ при добыче полезных ископаемых.

Твердеющая закладка применяется для создания монолитных искусственных целиков (столбов), ограждающих подпорных стенок, перемычек, искусственных массивов.

Твердеющие закладочные смеси включают различные вяжущие материалы, инертные заполнители, воду и пластификаторы. Если в качестве вяжущего используются цементы, то, по существу, консолидированная закладка представляет собой разновидности «тощих» бетонов, опыт получения и изучения которых насчитывает сотни лет. Для закладочного массива с конечной прочностью от 1,0 до 5,0 МПа соотношение между цементом и инертным заполнителем может изменяться от 1:30 до 1:5, срок схватывания составляет 6–12 ч, 100% прочность набирается через 28 суток.

Из-за дефицитности и высокой стоимости цемента (на долю цемента приходится 40–60% всех затрат по организации закладки) в горно-рудной практике его стремятся заменять более дешевыми местными вяжущими материалами, напри-

мер, глины, известь, гипс, приготовленными на базе шлаков металлургических заводов и золы тепловых электростанций, к которым цемент может добавляться в небольших количествах как активатор.

Кроме этого, в качестве вяжущих материалов используются также небольшие добавки отходов обогащения и другие материалы.

Хвосты обогатительных фабрик содержат различные минералы (кварц, полевой шпат и др.) и состоят из частиц размером от 0,1 до 2,0 мм. Перед смешиванием с другими компонентами их обезвоживают и отделяют от флотореагентов. Шлаки металлургических заводов могут применяться в смеси с песком и дроблеными породами.

На калийных предприятиях в качестве схватывающейся закладки широко используются галитовые отходы. Они содержат NaCl (95–96%), KCl (2,0–2,7%), нерастворимый остаток (1–2%) и некоторые другие примеси (в долях процента). Крупность входящих в закладочный материал компонентов составляет 0,075–1,0 мм, плотность отходов — 2,5 т/м³, прочность при сжатии — 2–5 МПа.

Основу твердеющих закладочных смесей составляют инертные заполнители, в качестве которых наиболее широко используют породы отвалов или отходы обогатительных производств. При этом освобождаются территории и возвращается естественный рельеф в пределах земельных отводов горных предприятий. Прочность этих пород обычно выше нормативной прочности искусственных закладочных массивов, а гранулометрический состав включает большой объем (40–60%) фракций крупностью менее 40 мм, которые могут быть сразу использованы для приготовления закладочных материалов без дополнительного дробления. Очень важно, чтобы они не содержали вредных примесей (не более 1–3%), не были склонны к самовозгоранию и не содержали большого количества глины (не более 20%).

Также в качестве заполнителей, кроме дробленых горных пород, применяются пески с примесью глины в объеме 5–10%, которая выполняет функции пластификатора. Считается, что

наиболее строгим требованиям отвечает крупный песок, в котором не менее 20–35% зерен имеют размер 0,30–0,15 мм, что обеспечивает наиболее полное заполнение пустот между крупными фракциями и, следовательно, сокращает расход вяжущего.

Крупность отдельных кусков и гранулометрический состав выбираются из условий технологии закладочных работ и требований прочности материала после затвердения. При механической доставке крупность кусков обычно составляет 100–150 мм, а при доставке по трубопроводам — не более 40 мм.

Весьма перспективными являются комбинированные способы доставки.

При бутовой закладке используют каменные блоки различного размера, доставляемые в выработанное пространство машинами, которые скрепляют вяжущим раствором. В этом случае часто заполняют не всё выработанное пространство, а лишь участки, граничащие со смежными блоками, а в оставшуюся часть блока подают обычную породную закладку. Достоинствами являются возможность создания разнопрочных закладочных массивов, сочетающих в себе невысокую цену и необходимую прочность, а также минимальный расход воды, что имеет большое значение для снижения относительной влажности рудничной атмосферы.

Инъекционная закладка предусматривает предварительное заполнение выработанного пространства сухой закладкой или дроблёной породой с последующей подачей по трубам вяжущих веществ, химических растворов или смол. Раствор проникает в пустоты закладочного материала и превращает его в монолит. Такая закладка обладает достаточно высокими прочностными характеристиками, которые сохраняются при длительном нагружении налегающими породами.

В районах распространения вечной мерзлоты (криолитозоны) использование традиционных вяжущих (шлаков, цемента и др.) становится малоэффективным из-за влияния отрицательных температур на процессы набора прочности закладываемых массивов.

Здесь более целесообразно образовывать ледяные или льдопородные несущие конструкции за счёт заливки выработанных пространств водой или пропитывания водой породной закладки. Процесс набора прочности несущими конструкциями при этом достаточно продолжителен и часто отстает по скорости от темпов образования выработанного пространства. В этих случаях приходится применять специальные меры для ускорения процессов замораживания закладочного массива, в том числе с помощью интенсивной вентиляции.

6.2. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ НЕСВЯЗНОЙ ЗАКЛАДКИ

Поскольку предполагается, что к закладочному массиву из несвязной закладки не предъявляются требований выдерживать внешние нагрузки, каких-либо предрасчетов свойств закладочного массива выполнять, как правило, не требуется. Однако если всё же возникает необходимость в увеличении плотности массива закладки, то применяют специальные меры при её укладке. Так как плотность несвязной (в частности, сухой) закладки определяется, главным образом, гранулометрическим составом, его необходимо подбирать, исходя из принципа максимально плотной упаковки разновеликих частиц. Из практического опыта известно, что смесь из дробленой породы и хвостов обогащения в соотношении 1:1 достаточно хорошо отвечает условию максимальной упаковки частиц.

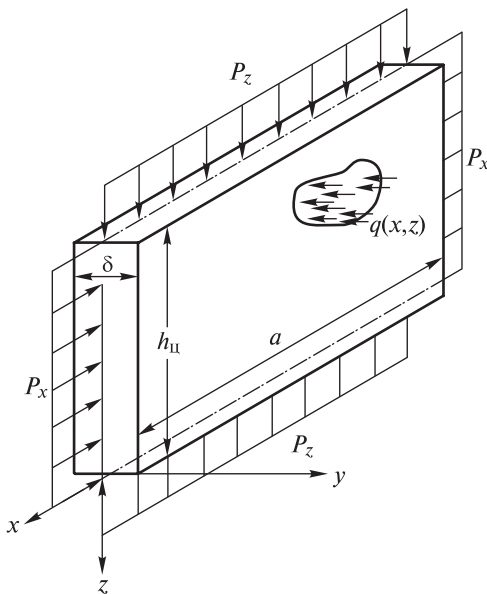
Искусственный массив закладочного материала, размещенный в отработанной камере, оказывает распорное действие на стенки междукамерных целиков и таким образом влияет на их геомеханическое состояние. Отсюда управление геомеханическими процессами в случае применения несвязной (сухой или гидравлической) породной закладки может осуществляться путём учёта влияния закладки камер на состояние междукамерных целиков и регулирования взаимодействия закладки с массивом пород целиков.

В случае применения систем с закладкой камер возможны две различных схемы (стадии) взаимодействия массивов междукамерного целика и закладки:

- целик находится между заложённой и незаложённой (пустой) камерами, т.е. под односторонним боковым давлением;
- целик с обеих сторон граничит с заложёнными камерами, т.е. под двусторонним силовым воздействием.

В первом случае междукамерный целик, испытывая одностороннее боковое давление, подвергается дополнительным изгибающим усилиям, что отрицательно влияет на его устойчивость. Для данного случая разработаны расчётные схемы оценки устойчивости целиков, в которых целик рассматривается как прямоугольная плита, шарнирно опирающаяся по контуру, сжатая в двух направлениях усилиями P_x и P_z и подверженная действию односторонней поперечной нагрузки q (рис. 6.1).

Решая дифференциальное уравнение изогнутой поверхности плиты, получают уравнение прогибов, используя которое определяют наибольшие изгибающие моменты и максимальные нормальные напряжения. По этим значениям вычисляют величину допустимого бокового давления закладки на целик.

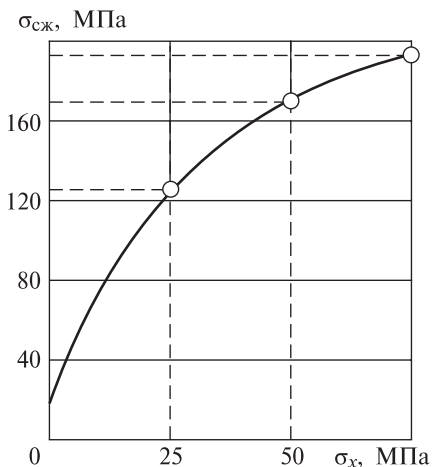


Во втором случае, когда целик находится между заложёнными камерами, эффект возрастания сопротивления его разрушению будет обусловлен переходом от одноосного напряжённого состояния (при незаложённых камерах) к объёмному. Это увеличение прочности и устойчивости целика будет достаточно

Рис. 6.1. Схема к расчету напряжений при одностороннем воздействии закладки на целик

Рис. 6.2. Типичный график зависимости предела прочности пород $[\sigma_{сж}]$ от величины бокового давления σ_x

существенным, поскольку относительно небольшие дополнительные боковые нагрузки даже приложенные по одной из горизонтальных осей приводят к возрастанию предела прочности пород до 40%. На рис. 6.2 приведён типичный график зависимости предела прочности пород $[\sigma_{сж}]$ от величины бокового давления σ_x .



Если полагать массив несвязной закладки сыпучей средой, то компоненты поля напряжений в таком массиве выражаются:

$$\sigma_Z = \gamma h;$$

$$\sigma_X = \sigma_Y = \sigma_Z \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi}, \quad (6.1)$$

где γ — объёмный вес; h — высота слоя закладки; φ — угол внутреннего трения материала закладки.

Условие прочности целика при заложенных камерах выразится:

$$[\sigma_{сж}]_K \leq [\sigma_{сж}] + \Delta[\sigma_{сж}], \quad (6.2)$$

где $[\sigma_{сж}]$ — предел прочности пород целика при одноосном сжатии (при незаложенных камерах); $\Delta[\sigma_{сж}]$ — приращение предела прочности пород целика при дополнительном горизонтальном давлении закладки на целик $\sigma_X = \sigma_Y$.

Определить $\Delta[\sigma_{сж}]$ в формуле (6.2) можно по-разному, например, испытанием образцов пород (руд) целика при сжатии при значениях бокового давления, соответствующих горизонтальным напряжениям в массиве закладки, и построением паспортов прочности пород целика для условий объёмного сжатия (создаваемого действием закладки).

Многочисленными исследованиями доказано, что сухая закладка камер повышает прочность материала целлика на 10–20%, а гидравлическая — на 40–50%.

6.3. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ КОНСОЛИДИРОВАННОЙ (ТВЕРДЕЮЩЕЙ) ЗАКЛАДКИ

Несмотря на большое многообразие вариантов систем разработки месторождений с консолидированной (твердеющей) закладкой, с геомеханической точки зрения их все можно разделить на две группы:

- многостадийная обработка слоя, этажа;
- одностадийная сплошная обработка.

Однако в обоих случаях управление геомеханическими процессами заключается *в определении оптимальных параметров искусственных целиков или закладочных массивов* (геометрических, прочностных, состава и свойств).

При *многостадийной обработке* руды этаж или горизонтальный слой делят по простиранию на камеры (при слоевой схеме — заходки) 1-й, 2-й, 3-й и т.д. очереди очистной выемки. Чаще всего используют двухстадийную обработку. Большое количество стадий обработки применяют при очень слабых, неустойчивых рудах.

На рис. 6.3 показана многостадийная схема обработки панели, ограниченной барьерными целиками, камерами в две очереди.

Сначала обрабатывают запасы камер 1-й очереди (лучше в направлении от центра к периферии панели), заполняя образовавшиеся пустоты твердеющей закладкой. Во 2-ю очередь обрабатывают камеры, соседние с камерами 1-ой очереди, при этом, в принципе, заполнение вторичных камер необязательно.

Если всё же вторичные камеры заполняют, то обычно несвязной, как правило, гидравлической закладкой. Заполнять вторичные камеры закладкой целесообразно в случаях необходимости:

- более надёжного поддержания вышележащих пород при разработке карьеров (комбинированной разработке), водоёмов и ответственных сооружений;

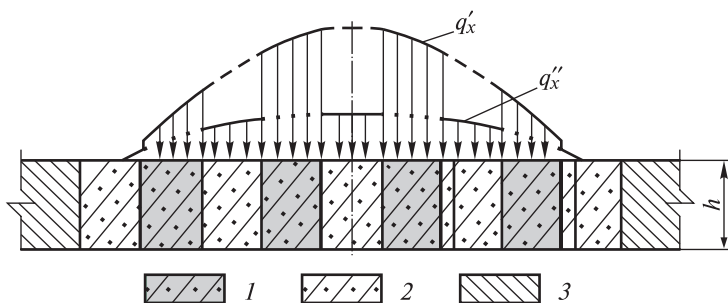


Рис. 6.3. Схема действия нагрузок на неоднородный закладочный массив: 1 — твердеющая закладка в первичных камерах; 2 — гидравлическая закладка во вторичных камерах; 3 — панельные целики; q' — эпюра нагрузок на твердеющую закладку; q'' — эпюра нагрузок на несвязную (гидравлическую) закладку

- обеспечения безопасности работ на нижележащих горизонтах;
- увеличения несущей способности искусственных целиков, возводимых в камерах первой очереди.

В результате образуется неоднородный закладочный массив.

По технологическим соображениям ширину камер обеих очередей целесообразно принимать одинаковой. При этом обычным расчетным путем устанавливают устойчивый размер естественного целика между камерами 1-й очереди, т.е., фактически, ширину будущих камер 2-й очереди, а затем принимают равный ему размер (ширину) камеры 1-й очереди.

Общая ширина панели устанавливается как по технологическим, так и по геомеханическим факторам, но с условием, чтобы к началу отработки камер 2-й очереди массивы твердеющей закладки в камерах 1-й очереди приобрели необходимую минимальную прочность.

Заполнение камер 1-й очереди твердеющим закладочным материалом существенно изменяет первоначальное распределение напряжений. Многолетней практикой установлено, что твердеющие смеси существенно упрочняют целики и повышают их несущую способность, предотвращают опасные деформации окружающих пород.

Степень упрочнения междукамерных целиков после закладки смежных камер можно характеризовать коэффициентом упроч-

нения K_y , который может быть вычислен, исходя из соотношения линейных размеров целиков и заложённых камер, а также из соотношения упругих характеристик полезного ископаемого и закладочного материала. Значения K_y при применяемых в настоящее время закладочных смесях изменяется в пределах от 1,2 до 2,0.

Вместе с тем существенно повышается общая несущая способность массива из твердеющей закладки (камер 1-й очереди) и несвязной закладки (камер 2-й очереди) в зависимости от общего числа заложённых камер. Так, если при незаложённых камерах 2-й очереди несущую способность целика из твердеющей закладки обозначить через 1 (рис. 6.4, а), то при одной заложённой камере 2-й очереди несвязной закладкой коэффициент повышения общей несущей способности образующегося целика, по данным проф. А.А. Борисова, будет равен 1,15–1,25 (рис. 6.4, б), при двух камерах — 1,35–1,50 (рис. 6.4, в), при трёх камерах — 1,50–1,60 (рис. 6.4, г).

Монолитный закладочный массив не только упрочняет целики, но и воспринимает на себя давление вышележащих

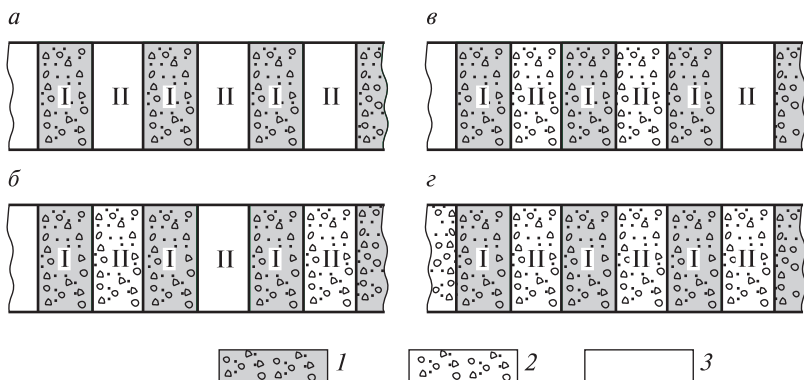


Рис. 6.4. Варианты создания искусственного массива:

а — первичные камеры (I) заложены твердеющей закладкой, вторичные камеры (II) — не заложены; б — две первичные камеры (I) заложены твердеющей закладкой и одна вторичная камера (II) — несвязной закладкой; в — три первичные камеры (I) заложены твердеющей закладкой и две вторичные камеры (II) — несвязной закладкой; г — больше трёх первичных камер (I) заложены твердеющей закладкой и больше двух вторичных камер (II) — несвязной закладкой; 1 — камера, заложённая твердеющей закладкой; 2 — камера, заложённая несвязной закладкой; 3 — незаложённая камера

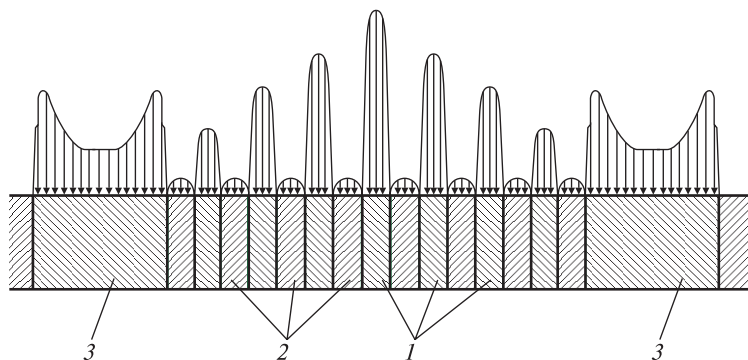


Рис. 6.5. Эпюры распределения нагрузок на естественные целики и искусственные опоры:

1 — междукамерные целики; *2* — заложенные камеры; *3* — панельные целики

пород, если он плотно подпирает кровлю камеры. Но, вследствие значительной разницы в прочности и деформируемости естественных целиков и искусственных опор, основную роль поддержания выполняют междукамерные и панельные естественные целики (рис. 6.5).

По мере отработки естественных междукамерных целиков, т.е. камер 2-й очереди, нижняя поверхность потолочины, прогнувшись, приходит в контакт с искусственными целиками (закладочным массивом отработанных и заложенных твердеющей закладкой камер 1-й очереди), нагрузки от вышележащих пород на целики будут перераспределяться. При этом максимальные нагрузки будут приходиться на ещё не вынутые жёсткие междукамерные и панельные целики и постепенно возрастать на уплотнённый закладочный массив, работающий в условиях всестороннего сжатия (рис. 6.6).

При последовательной отработке естественных целиков в зависимости от порядка их выемки могут возникать различные комбинации целиков с искусственными опорами. На практике наиболее часто встречаются комбинированные опоры: «бетон — полезное ископаемое — бетон»; «полезное ископаемое — бетон — полезное ископаемое»; «бетон — полезное ископаемое». Исследования показывают, что общие предельные деформации комбинированной опоры больше предельных деформаций отдельных составляющих её элементов.

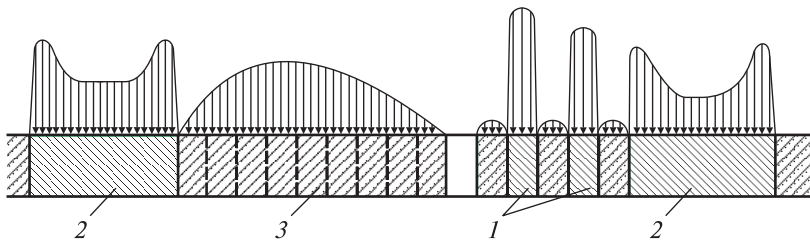


Рис. 6.6. Схема распределения нагрузок при последовательной отработке междукамерных целиков:

1, 2 — соответственно междукамерные и панельные целики; 3 — искусственный массив

Естественный целик, располагаемый между бетонными опорами (тип «бетон — полезное ископаемое — бетон») (рис. 6.7), обладает более высокой несущей способностью, так как он работает в условиях всестороннего сжатия.

Опора типа «полезное ископаемое — бетон — полезное ископаемое» менее прочна, так как естественные целики могут свободно деформироваться в направлении открытого пространства.

При небольшой прочности закладочного материала несущая способность комбинированной опоры увеличивается незначительно (на 8–10%), а при более прочной твердеющей закладке — существенно (на 40–50% и даже более).

Также общая несущая способность комбинированной опоры возрастает с увеличением отношения b/h (где b , h — ширина и высота опоры).

Для предотвращения деформирования и разрушения естественных и искусственных опор все образующиеся в процессе отработки пустоты должны своевременно заполняться закладочным материалом. После полной отработки и закладки выработанного пространства давление будет распределяться на закладочный массив и панельные (или междуэтажные) целики, которые в дальнейшем могут быть извлечены.

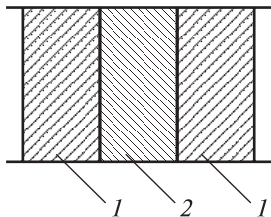


Рис. 6.7. Комбинированная опора при разработке с закладкой:

1 — бетон; 2 — целик

Одностадийные (сплошные) системы разработки месторождений с закладкой наиболее эффективны с точки зрения технико-экономических показателей, рационального и полного извлечения полезного ископаемого, поточной технологии очистных работ, механизации горных работ. Они дают возможность более рационально управлять геомеханическими процессами. Особенно эффективна одностадийная сплошная система с консолидированной закладкой для отработки слабых, неустойчивых рудных залежей большой горизонтальной мощности.

На рис. 6.8 показана общая картина распределения нагрузок на естественный и закладочный массив при сплошной выемке.

Максимум нагрузок (опорное давление) приходится на краевую часть тела полезного ископаемого. Величина опорного давления на искусственный массив возрастает по мере удаления от очистного пространства, где закладочный материал будет более плотным.

Сплошная отработка месторождения (или шахтного поля) обычно начинается от середины по направлению к флангам и реже от одного фланга к другому. В случае применения слоевой системы разработки с одностадийной выемкой возникает задача выбора мощности слоя и шага закладки. Определяющими факторами, при этом, являются устойчивость призабойной области массива, которая, в свою очередь, определяется величиной и характером распределения напряжений в зонах опорного давления, свойствами окружающего массива, мощностью и пролётом незаложенного пространства.

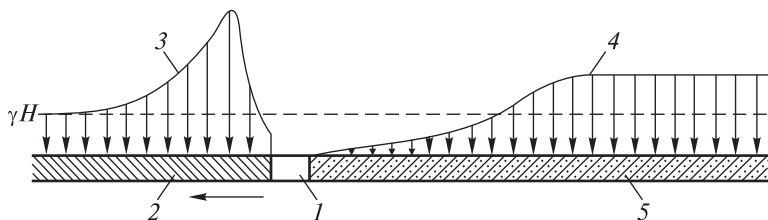


Рис. 6.8. Схема распределения нагрузок на естественный и закладочный массивы при сплошной выемке:

1 — очистное пространство; 2 — полезное ископаемое; 3, 4 — эпюры нагрузок на естественный и закладочный массивы; 5 — закладочный массив. Стрелкой показано направление отработки

Кроме этого, величина нагрузок в зонах опорного давления на естественный и закладочный массив определяется компрессионными свойствами закладки.

Под *компрессией* понимается свойство закладочного материала уплотняться под влиянием давления сверху при невозможности бокового расширения. Компрессионные свойства материала характеризуются коэффициентом сжимаемости, который определяется следующим образом

$$K_{сж} = \frac{h_0 - h_1}{h_0}; \quad (6.3)$$

$$K_{сж} = \frac{\gamma_0 - \gamma_1}{\gamma_0}, \quad (6.4)$$

где h_0, h_1 — высота испытываемого образца соответственно до и после сжатия; γ_0, γ_1 — плотность материала при тех же условиях.

Для твердеющих закладочных материалов, наиболее часто встречаемых на практике ($[\sigma_{сж}] = 2 \div 4$ МПа), при давлении 12 МПа $K_{сж} = 2 \div 6\%$, при увеличении нагрузки до 24 МПа — $K_{сж} = 7,2 \div 11,5\%$.

Несущая способность массива по мере уплотнения материала (без бокового расширения) практически может возрасти до бесконечности.

При жестких закладочных смесях, когда коэффициент компрессии невелик и материал надежно подпирает кровлю, давление на краевые зоны массива полезного ископаемого нарастает медленнее, чем при податливых смесях.

Исследования показывают, что наибольшие значения вертикального напряжения в зоне опорного давления естественного массива достигают $\sigma_{Зс.м} = (1,5 \div 3,0)\gamma H$, а для искусственного массива $\sigma_{Зи.м} = (1,0 \div 1,5)\gamma H$. Такое положение характерно для случая полной подработки, т.е. $L \geq H$ (где L — пролет подработки; H — глубина работ), когда вес вышележащей толщи пород полностью распределяется на закладочный массив.

Если условия полной подработки не выполняются, то благодаря образованию сводов обрушения пород над закладочным массивом, возникающие напряжения в нём будут меньше γH , обычно $(0,3 \div 0,5)\gamma H$, а опорное давление в призабойном массиве может достигать $(4 \div 5)\gamma H$.

6.4. НОРМАТИВНАЯ ПРОЧНОСТЬ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА

Искусственные массивы из твердеющей закладки должны обеспечивать безопасную эффективную выемку полезного ископаемого, поэтому их прочностные, деформационные и другие характеристики должны удовлетворять конкретным условиям разработки месторождения, в частности, закладочные массивы должны иметь необходимую, т.е. *нормативную прочность*.

Под нормативной прочностью закладочного материала понимается прочность, при которой обеспечивается безопасное проведение работ в принятые проектом сроки. *Выбор и обоснование нормативной прочности — элемент управления состоянием массива пород при системах работ с закладкой*. Величина нормативной прочности определяется временным сопротивлением одноосному сжатию закладочного массива $[\sigma_{сж}]_{зм}$ и выбирается в зависимости от горно-геологических условий, принимаемого варианта системы разработки и порядка выемки.

Закладочный массив должен выполнять функции несущей конструкции: поддержания выработанного пространства и предотвращения опасных деформаций земной поверхности. Исходя из этого, закладочный массив может деформироваться в режиме заданных нагрузок, либо в режиме взаимовлияющих деформаций.

В первом случае (при режиме заданных нагрузок), т.е. предполагая, что нагрузка на искусственные опоры в течение всего периода эксплуатации остаётся неизменной и определяется полным весом налегающих пород и собственным весом при наиболее неблагоприятных условиях работы (смежные камеры возле опоры не заложены, рассматривается самое нагруженное сечение), нормативную прочность материала искусственной опоры можно определять по формуле:

$$[\sigma_{сж}]_{зм} = \left(\frac{\gamma_{п} H_{п} B_{п}}{b_3} + \gamma_3 h_3 \right) \frac{K_{\alpha} K_3}{K_{\phi} K_t}, \quad (6.5)$$

где $\gamma_{п}$ и γ_3 — удельный вес соответственно пород и закладочного материала; $H_{п}$ — мощность пригружающих целик налегающих пород; $B_{п}$ — ширина столба пород, приходящихся на искусственный целик; h_3 , b_3 — соответственно высота и ширина

искусственного целика; K_α — коэффициент, зависящий от угла падения залежи; K_3 — коэффициент запаса прочности; K_ϕ — коэффициент формы; K_t — коэффициент длительной прочности.

Если искусственный целик работает в режиме взаимовлияющих деформаций, то нагрузки на него изменяются по мере продвижения очистных работ, а над выработанным пространством образуется свод, в пределах которого породы деформируются. В этом случае нагрузка на искусственную опору определяется весом пород в пределах свода деформирования и нормативную прочность закладочного массива можно определить по формуле:

$$[\sigma_{сж}]_{зм} = \left(\frac{\gamma_{п} H_{св} B_{п}}{b_3} + \gamma_3 h_3 \right) \frac{K_\alpha K_3}{K_\phi K_t}, \quad (6.6)$$

где $H_{св}$ — высота свода деформирования.

В формулах (6.5) и (6.6) по рекомендациям ВНИМИ принимают

$$K_3 = 1,5; K_t = 0,4 \div 0,7;$$

$$K_\phi = 0,6 + 0,4 b_3/h_3, \text{ если } 0,25 \leq b_3/h_3 \leq 1$$

или

$$K_\phi = \sqrt{b_3/h_3}, \text{ если } 1 \leq b_3/h_3 \leq 4$$

$$K_\alpha = \cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha$$

(здесь λ — коэффициент бокового распора).

Если после полной выемки естественных целиков на пролете L и окончательной закладки всех вторичных камер отрабатываются панельные целики, то нормативная прочность искусственного массива находится по формуле:

$$[\sigma_{сж}]_{зм} = \left(\frac{\gamma_{п} H_{п} (B + L)}{B_{и}} + \gamma_3 h_3 \right) \frac{K_\alpha K_3}{K_\phi K_t}, \quad (6.7)$$

где B — ширина панельного целика; B_3 — ширина рассчитываемого искусственного массива.

Величина B_3 принимается из условия надежного подпора подработанных пород и предотвращения опасных деформации

земной поверхности, а также исходя из компрессионных свойств закладочного материала.

При очистных работах с закладкой стенки и кровля искусственного массива могут обнажаться, в этих случаях для обеспечения их устойчивости и предотвращения попадания материала закладки в отбиваемое полезное ископаемое, прочность закладочного материала должна определяться по условию предельных деформаций. Для этих случаев необходимую прочность закладочного материала можно определять по формуле:

$$[\sigma_{сж}]_{зм} = \left(\gamma_3 h_3 + \frac{E_3 \Delta h}{H_3} \right) K_3, \quad (6.8)$$

где h_3 — высота искусственной опоры; E_3 — модуль деформации закладочного материала; Δh — уменьшение высоты очистного пространства.

В прочных неслоистых породах деформации кровли Δh в пределах очистного пространства шириной 6–10 м обычно не превышают 20 мм.

В условиях рудников комбината «Печенганикель» (ГМК «Норильский никель») приняты следующие условия применения твердеющей закладки:

Отработка камер, смежных по простиранию и расположенных ниже по падению с заложенными камерами, допускается после полного набора нормативной прочности, но не ранее 3 мес после окончания закладки блока. Отработка камер, расположенных выше по падению с заложенными камерами, допускается после частичного набора нормативной прочности, но не ранее 28 сут после окончания закладки блока.

При заполнении днищ блоков нормативная прочность твердеющей смеси должна составлять:

- при мощности рудного тела до 10 м 2,0 МПа;
- при мощности рудного тела 10–20 м 3,0 МПа;
- при мощности рудного тела 20–30 м и более 4,0 МПа.

При формировании бутобетонного закладочного массива нормативная прочность твердеющей смеси должна составлять не ниже 2,0 МПа.

При применении слоевых систем разработки очистные работы могут выполняться в восходящем и нисходящем порядке.

Если породы вмещающего массива и полезное ископаемое устойчивы возможно применение восходящей слоевой выемки. При этом очистные работы производятся под защитой устойчивого массива и возникают обнажения вертикальных стенок искусственного массива. Прочность закладочного материала определяется при этом по формуле (6.6). Для улучшения работы самоходного оборудования и снижения потерь отбиваемой руды почва очистного забоя (поверхность закладочного материала) специально упрочняется. В зависимости от грузоподъемности оборудования поверхностный слой толщиной не менее 0,5 м должен иметь прочность от 1,0 до 2,0 МПа.

При неустойчивых породах и полезном ископаемом применяется нисходящая выемка под защитой искусственной кровли и обнаженных вертикальных стенок. Здесь предъявляются особо высокие требования к прочности закладочных смесей.

Отработка начинается с выемки подкровельного слоя и создания монолитного слоя закладки повышенной прочности. Прочность монолитного слоя и закладочного массива в каждом конкретном случае определяется горно-геологическими условиями и параметрами выемки. Обычно они устанавливаются на основании производственного эксперимента, так как трудно поддаются расчету. В особо тяжелых случаях сооружаются железобетонные перекрытия.

Например, на рудниках Норильского ГМК толщина монолитного слоя принимается 1,0–1,5 м, а его прочность при ширине обнажаемых пролетов 6–8 м составляет 4,0–6,0 МПа. Прочность закладочного материала, размещаемого над монолитным перекрытием должна быть не менее 1,0 МПа. В результате проводимых таким образом работ формируется разнопрочный закладочный массив.

Для правильной оценки свойств массива в различных местах и в разные стадии формирования необходимо проводить специальные испытания. С этой целью отбираются образцы кубической формы с размером ребра 7, 10, 15, 20 см, которые испытываются в лабораторных или шахтных условиях с промежутками через месяц (или год) в зависимости от сроков отработки камер (блоков) по стандартным методикам. Исследования

показывают, что с течением времени предел прочности при одноосном сжатии массива закладки при применении цемента в качестве вяжущего увеличивается: через 3 месяца в 1,5 раза, через 1 год — в 1,75, через 2 года — в 2,0, через 5 лет — в 2,5 раза. Это объясняется медленным развитием процесса гидролиза и гидратации частиц вяжущего от периферийных участков к центру.

Чаще всего в ходе испытаний определяются пределы прочности при одноосном сжатии. Но если необходимо, то могут непосредственно или по корреляционным соотношениям определяться и другие характеристики, в частности, пределы прочности при растяжении и изгибе, деформационные характеристики, сцепление, углы внутреннего трения.

Твердеющие закладочные материалы обладают значительной ползучестью, особенно при наличии песчано-глинистых прослоев. В результате этого происходит снижение несущей способности искусственных опор при нагрузках, значительно меньших, чем разрушающие.

6.5. УЧЁТ ВЛИЯНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ИСКУССТВЕННЫЙ МАССИВ

В результате воздействия взрывных работ закладочный массив и создаваемые искусственные целики могут разрушаться

Устойчивость закладочного массива обеспечивается, если его динамический предел прочности при разрыве $[\sigma_d]_{3М}$ будет больше действующих на него максимальных нормальных напряжений $\sigma_{вз}$, возникающих при взрыве, т.е.:

$$[\sigma_d]_{3М} \geq \sigma_{вз} K_{о.в}, \quad (6.9)$$

где $K_{о.в}$ — коэффициент отражения волн напряжения от поверхности искусственной опоры, граничащей с открытым выработанным пространством.

$$\sigma_{вз} = K_{\sigma} (R_{пр})^{-n};$$

K_{σ} — коэффициент, зависящий от свойств среды, способа взрывания и массы взрывчатых веществ (ВВ); n — степень затухания взрывной волны; $R_{пр}$ — приведенное расстояние от заряда ВВ, м.

$$R_{\text{пр}} = 1/Q_{\text{пр}} = 1/\sqrt[3]{q/r} ,$$

где $Q_{\text{пр}}$ — приведенная масса заряда; q — масса заряда; r — расстояние от центра заряда.

По данным опытных работ величина $n = 2,3$ и остаётся постоянной при различных массах зарядов ВВ, а K_{σ} соответственно возрастает от 240 до 550 пропорционально увеличению массы заряда от 0,4 до 1,6 кг.

Предел прочности при растяжении при статическом нагружении [$\sigma_{\text{р.с}}$] для применяемых в настоящее время закладочных смесей изменяется в пределах 0,6÷2,0 МПа; при динамических нагрузках он увеличивается в 1,8–2,0 раза.

Предельно допустимые величины зарядов одновременно взрываемого ВВ определяются на основании конкретных условий.

Например, на Гайском руднике для бетонных целиков, имеющих [$\sigma_{\text{р.с}}$] = 1÷3 МПа, предельно допустимая масса одновременно взрываемого ВВ должна быть не более 5 т в том случае, если искусственный целик, граничащий с отрабатываемым рудным, имеет ширину 15 м. При большей величине заряда происходит скол обнаженной стенки искусственного целика.

Для предотвращения разрушения искусственных целиков на практике предусматривается выполнение следующих мероприятий:

- недобур скважин при отбойке руды на участках, граничащих с искусственными опорами;
- уменьшение величины одновременно взрываемого ВВ;
- изменение очередности взрывания скважин;
- применение рассредоточенных зарядов и др.

Кроме того, в качестве эффективных мероприятий, снижающих сейсмическое действие взрыва на искусственные массив и целики, применяются шахматное расположение взрывных скважин, короткозамедленное взрывание с интервалами не менее 25 мс, применение зарядов с воздушными промежутками.

Перечисленные мероприятия применяются на рудниках в зависимости от конкретных условий разработки.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ
С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ ПОЛЕЗНОГО
ИСКОПАЕМОГО**

7.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Магазинирование полезного ископаемого — накопление отбитого полезного ископаемого в очистной выработке, оно составляет технологическую основу специального класса систем разработки.

Отличительными особенностями этого класса систем являются:

- выемка полезного ископаемого слоями в восходящем порядке;
- оставление отбитого полезного ископаемого в блоке, за исключением 30–40%;
- поддержание боков выработанного пространства замагазинированным полезным ископаемым;
- полный выпуск замагазинированного полезного ископаемого после отбойки всех слоёв.

Системы с магазинированием применяются при разработке залежей полезных ископаемых средней и высокой ценности, с углами падения свыше 55° , мощностью от 0,5 до 3, реже до 5 м, с выдержанными элементами залегания и устойчивыми боковыми породами. Ограничивающий фактор — склонность полезного ископаемого к слёживанию, окислению и самовозгоранию.

При добыче угля магазинирование применяют при разработке тонких крутопадающих пластов в Донбассе. Удельный вес добычи из рудных жил или угольных пластов системами с магазинированием в бывшем СССР составлял около 50%. За

рубежом системы с магазинированием распространены в США, Канаде, Австралии, Германии, Болгарии, Румынии и др.

Организация работ и порядок проведения выработок при системах разработки с магазинированием может быть различной. На рис. 7.1 показан часто применяемый вариант системы с оставлением междуэтажных и междублоковых целиков.

При этом подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека (1) и блоковых восстающих (2), разделяющих этаж высотой 40–60 м на выемочные блоки длиной от 40 до 60 м и соединяющих откаточный штрек с вентиляционным штреком (3).

Нарезные работы заключаются в проведении подсечного штрека (4), который при помощи коротких рудоспусков (5) через каждые 7–10 м соединяют с откаточным штреком. На откаточном штреке эти рудоспуски оборудуют выпускными люками (6), а их верхнюю часть преобразуют в воронки (7). Из блоковых восстающих через каждые 4–6 м проходят ходки (8), которые при приближении очистного забоя соединяют сбойками (9) с выработанным пространством.

Отбойка полезного ископаемого в блоке производится горизонтальными слоями (лентами) высотой 1,8–2,0 м в восходящем порядке отдельными участками длиной 10–15 м. Вертикальные шпурсы бурят ручными телескопными перфораторами с поверхности отбитого и замагазинированного полезного ископаемого. После каждого взрыва вследствие разрыхления полезного ископаемого при отбойке производится частичный выпуск магазина (в общем по блоку около 30%) с целью создания свободного очистного пространства высотой около 2 м.

Когда фронт очистной выемки достигнет границ междуэтажного целика, отбойку прекращают и переходят к полному выпуску магазина.

Безопасность работы в забое в случае шпуровой отбойки обеспечивается предварительной оборкой стенок и кровли очистного пространства с целью предотвращения вывалов и отслоений. Во избежание разубоживания магазина при недостаточно устойчивых породах висячего (а иногда и лежачего) бока очистного пространства укрепляют деревянной или анкерной крепью.

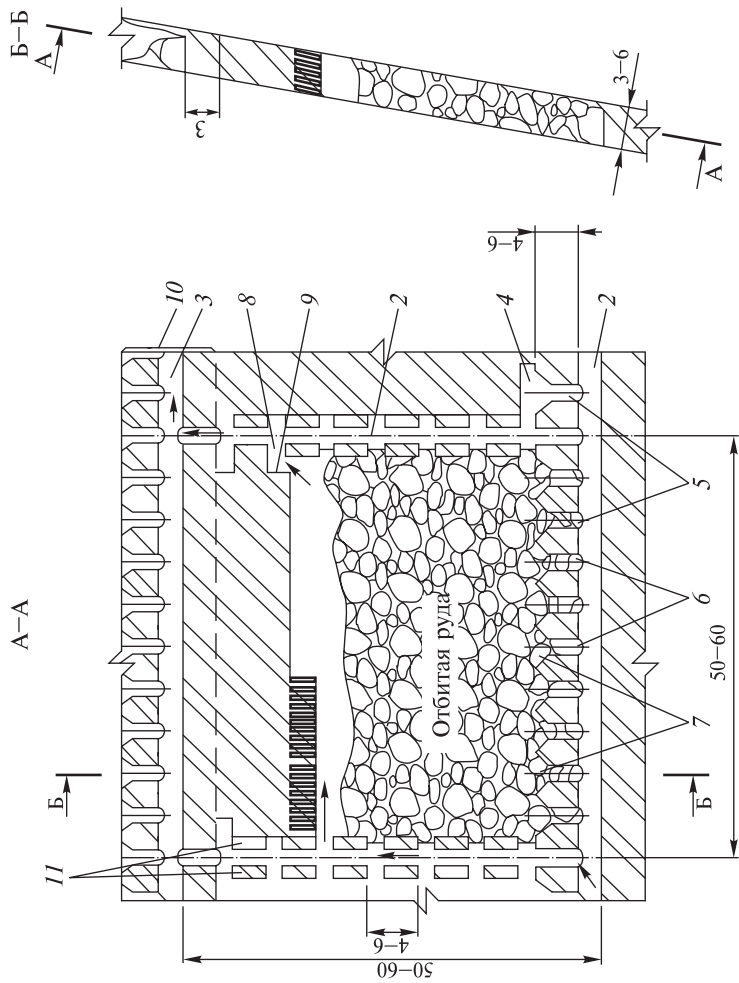


Рис. 7.1. Вариант системы разработки с магазинированием полезного ископаемого и оставлением междуэтажных и междублоковых целиков:

1 — откаточный штрек; *2* — блоковые восстающие; *3* — вентиляционный штрек; *4* — подсечной штрек; *5* — рудопуски; *6* — люки; *7* — выпускные воронки; *8* — ходки; *9* — сбойка; *10* — междуэтажный целик; *11* — междублоковый целик

Возможны и другие варианты применяемых систем, в частности, без оставления целиков, с полевой подготовкой блоков, с отбойкой полезного ископаемого веерами горизонтальных скважин из специальных камер, которые проходятся из блоковых восстающих с шагом 3–4 м по высоте блока.

В вариантах систем разработки без оставления целиков междуэтажные целики и целики около блоковых восстающих взрывают в последнюю очередь и выпускают вместе с основным магазином.

После полного выпуска замагазинированного полезного ископаемого выработанное пространство оставляют открытым или заполняют пустой породой.

В целом системы с магазином отличаются высокой производительностью, небольшими затратами, относительно высоким уровнем безопасности проведения горных работ, малыми потерями и разубоживанием.

7.2. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ СИСТЕМАХ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ

Временно оставляемое в выработанном пространстве полезное ископаемое оказывает вертикальное давление на выработки днища блоков и горизонтальное давление на стенки блока, блоковые восстающие и междублоковые целики (если они оставляются).

Мелкокусковой материал магазина можно рассматривать как сыпучую среду, не имеющую сцепления, но обладающую трением. В крупнокусковом и уплотнившемся материале, кроме трения, наблюдается зацепление между отдельными глыбами.

Для определения давления замагазинированного полезного ископаемого на стенки выработанного пространства и крепь откаточных штреков и восстающих можно воспользоваться расчётными методами статики сыпучих сред.

Поскольку высота столба замагазинированного полезного ископаемого, как правило, небольшая, не превышает несколько десятков метров, напряжения в элементарном объеме сыпучего

материала (полезного ископаемого) на глубине Z от поверхности можно определять без учёта трения магазина о стенки выработанного пространства, т.е. из формул:

$$\begin{aligned}\sigma_z &= \gamma z; \\ \sigma_x &= \sigma_y = \xi \sigma_z;\end{aligned}\tag{7.1}$$

где σ_z , σ_x , σ_y — компоненты поля напряжений; γ — удельный вес полезного ископаемого; ξ — коэффициент бокового распора.

Значение ξ находится из следующих выражений:

$$\xi = (1 - \sin \varphi)/(1 + \sin \varphi)$$

или

$$\xi = \operatorname{tg}^2(\pi/4 - \varphi/2),\tag{7.2}$$

где φ — угол внутреннего трения материала в магазине.

Величина φ изменяется в зависимости от гранулометрического состава, увлажнения и уплотнения сыпучего материала и колеблется в широких пределах (30–60°).

Из формул (7.1) и (7.2) следует, что величина вертикального давления на выработки днища блока и горизонтальных напряжений на междублоковые целики и блоковые восстающие определяется плотностью и углом внутреннего трения замагазинированного полезного ископаемого.

В частности при неподвижной уплотнённой руде ($\gamma = 2,5$ т/м³) значения вертикальных напряжений максимально будут составлять 10–12 МПа, а горизонтальных напряжений — 3–4 МПа при $\xi = 0,3$.

Указанные значения вертикальных напряжений, в принципе, далеки от критических и в большинстве случаев не представляют опасности относительно устойчивости выработок днища блока, но их следует иметь в виду в качестве определённой добавки к величинам статических напряжений, действующих на междуэтажные целики, а также к динамическим воздействиям, в частности, от взрывных работ при разрушении негабаритов, что весьма характерно при выпуске замагазинированного полезного ископаемого.

Величины горизонтальных напряжений, обусловленные воздействием замагазинированного полезного ископаемого, обычно также не представляют прямой опасности с точки зрения устойчивости междублоковых целиков, но могут являться причиной несимметричного нагружения целиков и развития в них касательных напряжений, к которым достаточно чувствительны массивы пород вследствие иерархично-блочной структуры.

Отмеченные особенности развития геомеханических процессов практически аналогичны воздействию несвязной закладки на массивы вмещающих пород и элементы систем разработок при системах с закладкой.

Однако необходимо отметить и принципиальные отличия в развитии геомеханических процессов в массивах пород при системах с закладкой и магазинированием, которые определяются, прежде всего, ограниченным временем нахождения магазина в выработанном пространстве и абсолютной необходимостью его извлечения. Отсюда возникает постоянная необходимость в течение всего времени отработки блока формировать оптимальные свойства материала магазина, в частности, плотность, определяемую, главным образом, гранулометрическим составом и влажностью, с тем, чтобы обеспечить максимально благоприятные условия заключительного процесса выпуска полезного ископаемого. При этом особое значение имеют вопросы оптимизации технологии взрывных работ при отбойке и надлежащий контроль нормального функционирования водоотливных систем горного предприятия.

С точки зрения воздействия геомеханических процессов необходимо отметить, что уплотнение материала магазина может возрастать за счет развития процессов деформирования массива вмещающих пород и сближения (конвергенции) стенок выработанного пространства.

Величина таких деформаций пропорциональна увеличению пролетов обнажений пород в блоках и времени отработки блоков. Наибольшие величины сближений боков наблюдаются в средней части магазина, а также в местах нарушений и расслоений. В результате конвергенции (сближения) стенок выработанного пространства происходит зажатие отбитой руды

в магазине — выпуск становится затруднительным, опасным, а иногда и невозможным.

В качестве примера можно привести результаты исследований процессов сближения боков очистного пространства при разработке месторождения Ниттис-Кумужье-Травяная (Кольский полуостров).

Месторождение представлено свитой тонких крутопадающих жил, залегающих в массиве высокопрочных ($[\sigma_{сж}] = 120 \div 180$ МПа) и высокоупругих ($E = (7 \div 11) 10^4$ МПа) ультраосновных пород — перидотитов и пироксенитов. Максимальная глубина разработки достигала 440 м, высота этажа — 40 м, длина блоков по простиранию составляла обычно 60 м. Разработка месторождения проводилась с применением системы с магазинированием руды и системы с распорным креплением. В обоих случаях очистное пространство представляло собой, практически, вертикальные щели шириной от 0,6 до 3,0 м.

Для изучения процессов сближения в стенках откаточных и вентиляционных штреков, ходовых восстающих, а также там, где это было возможно в блоках (в стенках выработанного пространства), закладывались парные реперы и выполнялись периодические измерения расстояний между ними. На рис. 7.2 приведены типичные графики сближений и скоростей сближений одной из пар реперов в капитальном штреке на глубине от поверхности 210 м. Выше и ниже штрека находились блоки, в которых велись очистные работы.

Из графиков рис. 7.2 следует, что сближение реперов началось в апреле 1955 г., когда работы в нижнем блоке были уже завершены, остался только междуэтажный целик высотой 12–14 м. В это время очистные работы в верхнем блоке ещё продолжались. К июню 1955 г. работы в верхнем блоке были завершены и междуэтажные целики обоих блоков были одновременно отбиты. Таким образом, общая высота выработанного пространства (с учётом ранее отработанных блоков на верхних горизонтах) по падению достигла 220 м. Максимальные скорости сближения в этот период достигли 7 мм/мес, а затем стали постепенно снижаться.

Створ реперов 9—10

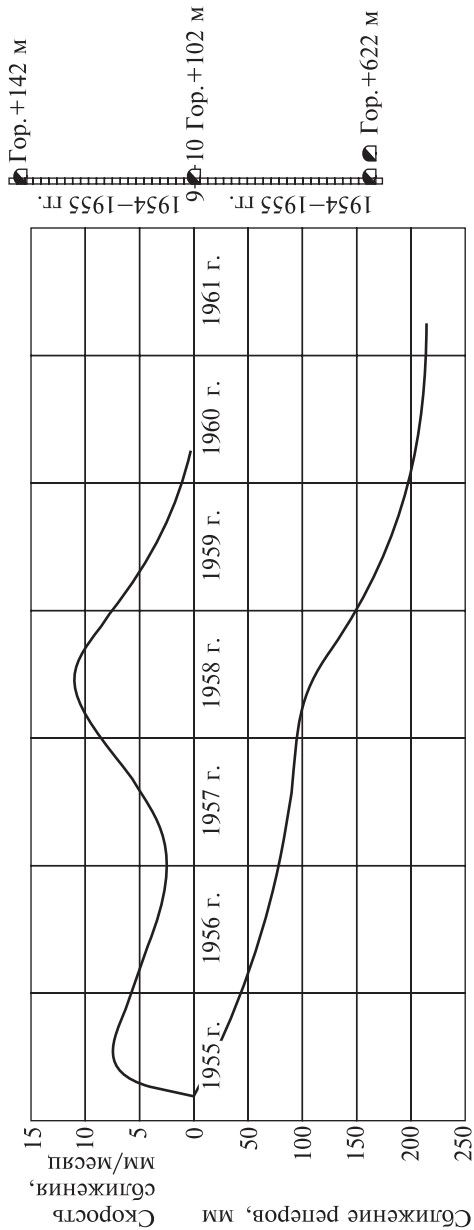


Рис. 7.2. Сближение и скорости сближения парных реперов в откаточном штреке гор. +102 м по жиле 18, глубина от поверхности 210 м (рудник Ниттис-Кумужье, Кольский полуостров)

В 1958 г. на рассматриваемом участке начались деформации породной толщи между соседними жилами 18 и 33, и в связи с этим наблюдалась интенсификация процесса сближения боков блоков и рост скорости сближения до 11 мм/мес с последующим постепенным затуханием процесса. Общая величина сближения достигла в рассматриваемом случае 210 мм при средней ширине откаточного штрека 3,0 м и выработанного пространства 0,6 м.

По результатам проведенных исследований было установлено, что общая продолжительность процесса сближения боков выработанного пространства от начала и, практически, до полного затухания продолжается более 6 лет. При этом затруднения с поддержанием очистных блоков и выпуском магазинов начинаются, когда общая высота обнажения по падению достигает 80 м, а по простиранию — 120 м. Максимально конечная величина сближения на участках, где были проведены наблюдения, достигала 250 мм. Однако более информативным параметром данного процесса является скорость сближения, её максимальные значения составляли 50 мм/мес.

В результате было установлено критическое значение скорости сближения (20 мм/мес), при превышении которой работы в блоке приостанавливались. Также были разработаны рекомендации по порядку отработки блоков и их заполнению пустыми породами верхних этажей.

7.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ МЕЖДУЭТАЖНЫХ И МЕЖДУБЛОКОВЫХ ЦЕЛИКОВ

Системы с магазинированием применяются только при разработке крутопадающих месторождений, поэтому при расчётах параметров целиков необходимо учитывать воздействие горизонтальных сил бокового отпора со стороны массива.

При этом напряжённо-деформированное состояние выработок и целиков в существенной степени определяется состоянием выработанного пространства — степенью заполненности замагазинированным полезным ископаемым, наличием в нём пустых пород после полного выпуска магазина или их отсутствием. Очевидно, наиболее неблагоприятные условия будут

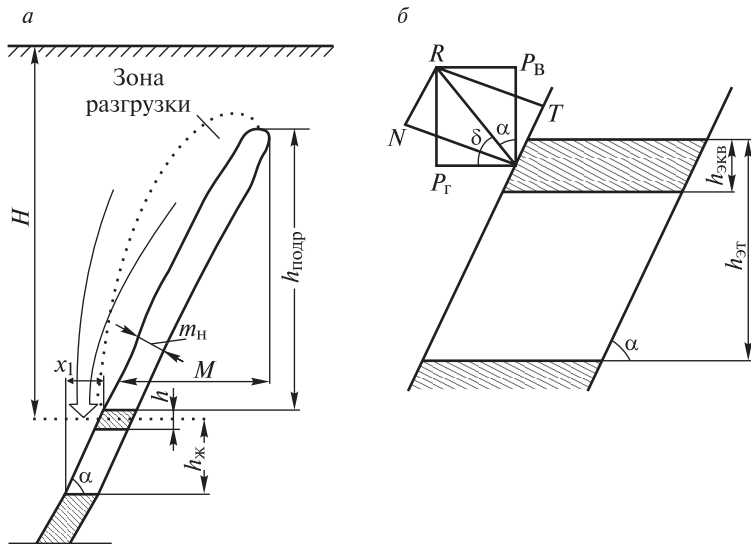


Рис. 7.3. Общая схема формирования нагрузок (а) и распределение сил (б) на междукамерный целик:

α — угол падения залежи полезного ископаемого; H — глубина расположения междуэтажного целика; $h_{\text{подр}}$ — высота подработанной части залежи; $h_{\text{эт}}$ — высота этажа; M — горизонтальная проекция выработанного пространства; m_H — нормальная мощность залежи; h — высота междуэтажного целика; $h_{\text{экв}}$ — высота эквивалентного междуэтажного целика; x_1 — ширина зоны опорного давления; P_B — вертикальная нагрузка, обусловленная действием гравитационных сил; P_T — горизонтальная нагрузка, обусловленная силами бокового отпора, тектоническими силами и сдвижением массива; R — равнодействующая сил P_B и P_T ; N — сжимающее усилие, действующее по нормали к поверхности контакта целика с вмещающими породами; T — срезающее усилие, действующее по поверхности контакта целика с вмещающими породами. Стрелкой указано направление передачи нагрузок от веса зависших над выработанным пространством пород в зону опорного давления у междуэтажного целика

наблюдаться при незаполненном выработанном пространстве, когда над выработанным пространством формируется зона разгрузки, а на участках массива боковых пород, прилегающих к целику, — зона опорного давления (рис. 7.3).

Наиболее ответственными и долгоживущими элементами рассматриваемого класса систем являются междуэтажные целики, которые включают днище блока вышерасположенного этажа и потолочину камеры нижерасположенного блока. Конструктивное оформление днища может быть различным (воронки

выпуска, дучки, траншеи, заезды и др.), но общим является высокая степень изрезанности междуэтажных целиков горными выработками и интенсивность технологических воздействий от взрывных работ, поэтому устойчивость именно этих целиков целесообразно рассматривать в первую очередь.

Расчёты устойчивых параметров междуэтажных целиков в варианте, представленном на рис. 7.3, необходимо выполнять с учётом:

- сжимающих напряжений от нагрузок со стороны висячего и лежащего боков (силы P_{Γ});
- касательных напряжений от срезающих нагрузок по контакту целика с вмещающими породами (силы T).

В соответствии с инженерными методами расчёта целиков¹ условие прочности целика по величине сжимающих нагрузок можно представить в виде:

$$\frac{F}{h_{\text{ЭКВ}} L_{\text{БЛ}} K_{\text{ОСЛ}}} \leq \frac{[\sigma_{\text{СЖ}}] K_{\text{СТР}} K_{\text{ВР}} K_{\text{Ф}}''}{K_{\text{ЗАП}}}, \quad (7.3)$$

где F — результирующая сжимающая нагрузка на целик; $F = P_{\Gamma} + P_{\text{В}}/\text{tg } \alpha$;

$$P_{\Gamma} = L_{\text{БЛ}} \xi \gamma H K_{\text{К}} \left[h_{\text{ЭКВ}} + \frac{L_{\text{БЛ}} (h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{ЭКВ}})}{2(L_{\text{БЛ}} + h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{ЭКВ}})} \right];$$

$$P_{\text{В}} = L_{\text{БЛ}} \xi \gamma H K_{\text{К}} \left[\frac{h_{\text{ЭКВ}}}{\text{tg } \alpha} + \frac{L_{\text{БЛ}} (h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{ЭКВ}})}{2(L_{\text{БЛ}} \text{ tg } \alpha + h_{\text{ЭТ}} - h_{\text{ЭКВ}})} \right],$$

где $h_{\text{ЭКВ}}$ — высота эквивалентного междуэтажного целика, т.е. сплошного целика, равного по прочности реальному целику, ослабленному выработками днища блока вышележащего этажа (по нормам проектирования при подготовке днища блока воронками или траншеями принимается $h_{\text{ЭКВ}} = h_{\text{ПОТ}} + 0,25h_{\text{ДН}}$, где $h_{\text{ПОТ}}$ — высота потолочины; $h_{\text{ДН}}$ — высота днища блока); $L_{\text{БЛ}}$ — длина блока по простираению; ξ — коэффициент бокового распора; γ — удельный вес вмещающих пород; H — глубина

¹ Управление состоянием горного массива: Практикум / В.М. Шик, С.В. Васильев, С.П. Мозер, А.А. Сидоренко. — СПб.: С.-Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2006. — 68 с.

расположения междуэтажного целика; α — угол падения залежи полезного ископаемого; $h_{\text{эт}}$ — высота этажа; $[\sigma_{\text{сж}}]$ — предел прочности полезного ископаемого, слагающего целик, при одноосном сжатии; $K_{\text{осл}}$ — коэффициент ослабления целиков проводимыми в нём выработками; $K_{\text{к}}$ — коэффициент концентрации напряжений в зоне опорного давления; $K_{\text{стр}}$ — коэффициент структурного ослабления массива; $K_{\text{вр}}$ — коэффициент влияния времени эксплуатации целика; $K_{\text{ф}}''$ — коэффициент формы целика (при $h_{\text{эКВ}} < m_{\text{Н}}$ $K_{\text{ф}}'' = h_{\text{эКВ}}/m_{\text{Н}}$, при $h_{\text{эКВ}} > m_{\text{Н}}$ $K_{\text{ф}}'' = \sqrt{h_{\text{эКВ}}/m_{\text{Н}}}$; $K_{\text{зап}}$ — коэффициент запаса. (О значениях коэффициентов детально указано в главе 5.)

Порядок определения минимально допустимой толщины междуэтажного целика по развивающимся в нём напряжениям сжатия следующий:

Сначала рассчитываются вертикальные ($P_{\text{В}}$) и горизонтальные ($P_{\text{Г}}$) нагрузки, затем выбирают ориентировочные значения коэффициента формы $K_{\text{ф}}''$ и в уравнение (7.3) вводят исходные данные $L_{\text{бл}}$ и коэффициентов концентрации напряжений в зоне опорного давления $K_{\text{к}}$, структурного ослабления массива $K_{\text{стр}}$, влияния времени эксплуатации целика $K_{\text{вр}}$ и запаса $K_{\text{зап}}$.

Уравнение (7.3) решают относительно $h_{\text{эКВ}}$ и проверяют полученное значение на соответствие принятому ориентировочному коэффициенту формы. Если полученное значение $h_{\text{эКВ}}$ не удовлетворяет условию коэффициента формы расчёт повторяют при другом значении $K_{\text{ф}}''$.

Условие предельной прочности междуэтажного целика по величине касательных напряжений, действующих в плоскости контакта целика с вмещающими породами, имеет вид:

$$\frac{(T - N \operatorname{tg} \varphi) \sin \alpha}{L_{\text{бл}} h_{\text{эКВ}}} \leq C_{\text{к}}, \quad (7.4)$$

где T и N — срезающее и сжимающее усилия, действующие соответственно по поверхности контакта и по нормали к поверхности контакта целика с вмещающими породами; φ — угол внутреннего трения полезного ископаемого, слагающих целик; $c_{\text{к}}$ — сцепление на контакте полезного ископаемого с вмещающими породами.

Срезающее усилие, действующее по поверхности контакта целика с вмещающими породами, которое определяется внешними силами и собственным весом целика, определяется из выражения

$$T = \frac{P_B}{\sin \alpha} + \frac{Q_{ц} \sin \alpha}{2(1 + m_{гор}/L_{бл})}, \quad (7.5)$$

где $Q_{ц}$ — вес полезного ископаемого в целике; $m_{гор}$ — горизонтальная мощность залежи полезного ископаемого, $m_{гор} = m_{н}/\sin \alpha$.

Усилие, действующее по нормали к поверхности контакта целика с вмещающими породами, определяется

$$N = R \cos[\alpha - \arctg (P_{Г}/P_B)], \quad (7.6)$$

где $R = \sqrt{(P_B^2 + P_{Г}^2)}$.

Показатель сцепления на контактах C_k принимается по результатам экспериментальных исследований. При отсутствии на контакте связи между полезным ископаемым и породой, при наличии на нем трещин или прослоек слабых пород принимается $C_k = 0$, а вместо $\operatorname{tg} \varphi$ в выражении (7.4) подставляется значение коэффициента трения, которое тоже устанавливается экспериментально. Для ориентировочных расчетов этот параметр может быть принят равным 0,6–0,7 при ослаблении контакта трещиной или 0,3–0,5 при наличии на контакте прослойка слабых разрушенных пород.

При полном сцеплении на контакте в расчетах используется показатель сцепления для более слабой из контактирующих пород.

После выполнения промежуточных расчетов их результаты вводятся в условие прочности (7.4) и уравнение решается относительно $h_{эКВ}$ методом последовательной подстановки.

Из двух вычисленных значений $h_{эКВ}$ (по сжимающим напряжениям и по величине касательных напряжений) в качестве окончательного результата принимается наибольшее.

Междублоковые целики (около блоковых восстающих) при рассматриваемом классе систем работают в достаточно спокойных условиях, поскольку большую часть времени находятся

под воздействием замагазинированного полезного ископаемого. Для них наиболее опасный момент наступает, когда магазин полностью выпущен, а блок не заполнен пустыми породами. Для этого случая расчёт устойчивых размеров можно выполнять, используя условие прочности, учитывающее только сжимающие напряжения:

$$\frac{R \sin \alpha \cos \varepsilon}{ahK_{\text{осл}}} \leq \frac{[\sigma_{\text{сж}}]K_{\text{стр}}K_{\text{вр}}K_{\text{ф}}''}{K_{\text{зап}}}, \quad (7.7)$$

$$R = \sqrt{(P_{\text{В}}^2 + P_{\text{Г}}^2)}.$$

$$\varepsilon = \alpha + \delta - 90^\circ, \quad \delta = P_{\text{В}}/P_{\text{Г}}.$$

В данном случае величины горизонтальных ($P_{\text{Г}}$) и вертикальных ($P_{\text{В}}$) нагрузок, воспринимаемых междублоковыми целиками, определяются по формулам:

$$P_{\text{Г}} = \gamma H \xi h K_{\text{к}} \left(a + \frac{hL_{\text{бл}}}{h + L_{\text{бл}}} \right), \quad (7.8)$$

$$P_{\text{В}} = \gamma H \frac{h}{\text{tg } \alpha} K_{\text{к}} \left(a + \frac{hL_{\text{бл}}}{h + L_{\text{бл}}} \right), \quad (7.9)$$

где a — ширина междублокового целика; h — высота междублокового целика; $K_{\text{осл}}$ — коэффициент ослабления целиков проводимыми в нём выработками; $[\sigma_{\text{сж}}]$ — предел прочности полезного ископаемого, слагающего целик, при одноосном сжатии; $K_{\text{к}}$ — коэффициент концентрации напряжений в зоне опорного давления; $K_{\text{стр}}$ — коэффициент структурного ослабления массива; $K_{\text{вр}}$ — коэффициент влияния времени эксплуатации целика; $K_{\text{ф}}''$ — коэффициент формы целика (при $h_{\text{экв}} < m_{\text{Н}}$ $K_{\text{ф}}'' = h_{\text{экв}}/m_{\text{Н}}$, при $h_{\text{экв}} > m_{\text{Н}}$ $K_{\text{ф}}'' = \sqrt{h_{\text{экв}}/m_{\text{Н}}}$; $K_{\text{зап}}$ — коэффициент запаса; $L_{\text{бл}}$ — длина блока по падению.

Общий порядок расчёта устойчивых параметров междублоковых целиков аналогичен расчёту междуэтажных целиков, т.е. фактически подбором определяются параметры целиков, удовлетворяющие соответствующему условию формы целиков.

При этом минимальные размеры междублоковых целиков и потолочин в составе междуэтажных целиков не должны быть

Таблица 7.1

Минимальные размеры междублоковых целиков и потолочин

| Элемент системы | Мощность залежи полезного ископаемого | |
|-------------------------------------|---------------------------------------|-----------|
| | Менее 2 м | Более 2 м |
| Толщина потолочины $h_{\text{пот}}$ | 3,0 | 4,0 |
| Ширина междублоковых целиков | 6,6 | 6,6 |

меньше некоторых величин, определяемых конструктивно-технологическими соображениями и подтверждёнными опытом ведения горных работ (табл. 7.1).

Таким образом, управление геомеханическими процессами при системах с магазинированием заключается *в обосновании оптимального порядка отработки блоков, обеспечивающих надёжный выпуск замагазинированного полезного ископаемого, а также путём определения устойчивых параметров междуэтажных и междублоковых целиков сообразно величинам нагрузок, действующих на них.*

УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

8.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Системы разработки с креплением выработанного пространства применяют в самых неблагоприятных горно-технических условиях эксплуатации месторождений ценных руд, когда руда и вмещающие породы неустойчивы, представлены трещиноватыми или слоистыми породами, склонными к деформациям и обрушениям. Обычно в подобных ситуациях основным требованием является высокое извлечение запасов с незначительным разубоживанием.

На практике часто крепление очистных забоев сочетают с закладкой или обрушением выработанного пространства, так как крепь не всегда гарантирует надежного сохранения равновесия подрабатываемых пород.

На рис. 8.1 представлена схема крепления выработанного пространства деревянными стойками, причём для регулирования процесса обрушения пород используется деревянная органная крепь.

Поддержание выработанного пространства в системах рассматриваемой группы может осуществляться

- деревянной крепью (деревянные стойки, крепежные рамы);
- деревянной распорной крепью;

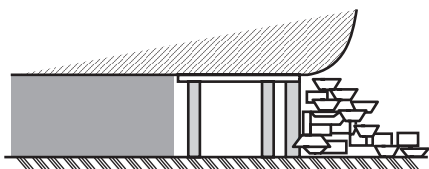


Рис. 8.1. Схема поддержания выработанного пространства деревянными стойками и деревянной органной крепью

- костровую крепью (деревянной и металлической);
- каменной или бетонной крепью;
- металлическими стойками;
- металлической арочной крепью, в том числе с узлами податливости;
- анкерной крепью;
- механизированными комплексами.

При крутых углах падения залежей полезных ископаемых характерным для систем этого класса является работа в очистных забоях с крепи, устанавливаемой по мере отбойки полезного ископаемого.

8.2. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ СИСТЕМАХ С КРЕПЛЕНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Геомеханические процессы при всех системах разработки с креплением очистного пространства развиваются идентично и, практически, не зависят от вида применяемой крепи.

Принципиальная схема распределения опорного давления и нагрузок на крепь при разработке с креплением очистного пространства показана на рис. 8.2.

Любая крепь, независимо от конкретной конструкции, материалов, способов установки и типа горной выработки, имеет свою механическую характеристику работы.

На рис. 8.3 изображены идеальные характеристики крепей разных типов — зависимости между реакциями крепи на внешние нагрузки R и просадками Δh .

Просадки крепи — уменьшение ее первоначальных линейных размеров, например высоты, под влиянием действия нагрузки, или, говоря иначе, укорочение крепи в направлении действия нагрузки, включая упругие и неупругие деформации крепи или ее рассматриваемой части, элемента. Это укорочение может обеспечиваться введением специальных конструкций, основанных на использовании принципа трения, на изменении периметра крепи в больших пределах, на сжатии заполнителя закрепного пространства и т.д.

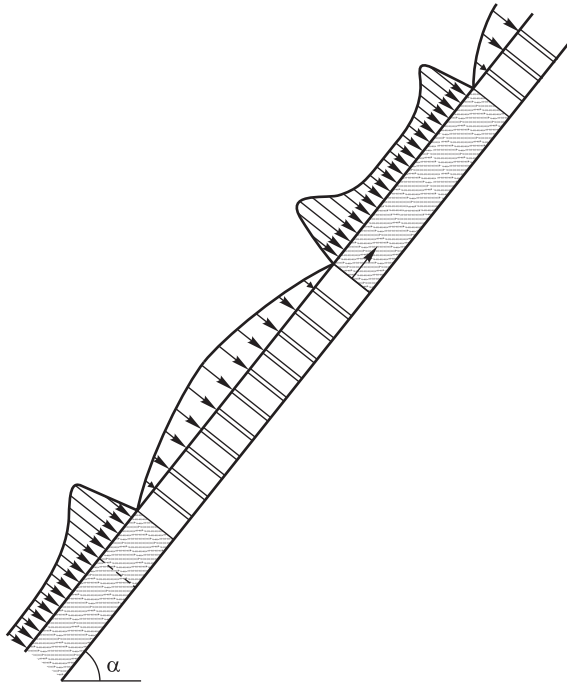
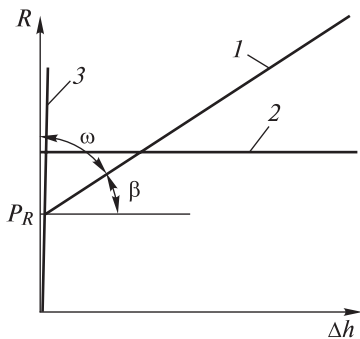


Рис. 8.2. Распределение опорного давления и нагрузок на крепь при разработке с креплением очистного пространства (стрелкой показано направление отработки)

В общем случае характеристика крепи выражается зависимостью

$$R = f(\lambda), \quad (8.1)$$

где λ — жесткость крепи.



Жесткостью крепи называется отношение приращения реакции крепи к приращению ее укорочения — dh :

$$\lambda = dR/dh. \quad (8.2)$$

Рис. 8.3. Идеальные характеристики крепей: 1 — нарастающего сопротивления; 2 — постоянного сопротивления; 3 — жёсткая

Фактически отношение (8.2) представляет собой первую производную характеристики крепи или тангенс угла наклона характеристики крепи к оси укорочений (просадок) крепей:

Для крепей, имеющих прямолинейные характеристики,

$$\lambda = R/\Delta h. \quad (8.3)$$

У криволинейных характеристик крепей кривизна обычно невелика, и они могут быть заменены одним-двумя отрезками прямой.

Обратное отношение приращения просадки крепи к приращению ее реакции, т.е.

$$\Delta = \operatorname{tg} \omega = \operatorname{ctg} \beta = dh/dR = 1/\lambda \quad (8.4)$$

называется податливостью крепи.

Иными словами, податливость крепи определяется тангенсом угла наклона характеристики крепи к оси реакций.

По величине жесткости все крепи условно можно разделить на три типа:

I тип — $0 < \lambda < \infty$ — крепи нарастающего сопротивления, $R = f(\lambda)$;

II тип — $\lambda \approx 0$ — крепи равного сопротивления, $R = \operatorname{const}$;

III тип — $\lambda \rightarrow \infty$ — крепи жесткие, R может достигать весьма больших величин и в пределе $R \rightarrow \infty$.

Примерами крепей, которые практически близки к абсолютно жестким, являются отрезки рельсов, труб, используемые в качестве крепежных стоек, при условии отсутствия у них продольного изгиба и вдавливания в породы кровли и почвы.

Примерами крепей, которые практически близки к абсолютно податливым, являются гидравлические стойки типа ГС, СГС при условии их работы в пределах их раздвижности и отсутствии вдавливания в породы кровли и почвы.

В общем случае реальные крепи, работающие в шахтных условиях, всегда имеют конечную жесткость. Наиболее распространенными являются крепи нарастающего сопротивления.

Нарастание реакций крепи может обеспечиваться по-разному: конструкциями крепи, условиями совместной работы системы «породы — забутовка — крепь». В последнем случае,

уплотнения забутовки по мере нагружения приводят ко всё большей общей жесткости данной механической системы.

В частности, при установке крепи в выработке между крепью и стенками выработки всегда имеются некоторые неплотности. При нагружении крепи вмещающими породами, по мере возрастания контакта с породами жесткость крепи все более возрастает. В местах контакта начинает развиваться реактивное давление, получившее название усилий отпора, иногда называемых просто отпором. Таким образом, в этот период в системе «порода — крепь» крепь работает в режиме нарастающего сопротивления.

Вместе с тем, в случае использования специальных конструкций (узлов податливости) крепи могут работать в режиме равного или постоянного сопротивления, т.е. как бы уходить от возрастающих нагрузок за счёт дополнительного деформирования и снижения отпора.

Приведенные на рис. 8.3 идеальные характеристики крепей практически не могут реализоваться, поскольку на них накладываются конкретные условия работы, как в лабораториях, так и в горных выработках. Поэтому, помимо идеальных характеристик, различают заводские (расчетные или паспортные) характеристики и реальные шахтные характеристики.

Если идеальные характеристики отражают лишь принципиальную суть работы тех или иных конструкций крепей, то заводские — условия работы крепи на испытательных стендах, а реальные характеристики отражают условия работы крепи в забое.

На рис. 8.4 представлены расчетные и реальные характеристики крепи нарастающего сопротивления, а также примеры характеристик крепей, отличающиеся различной жесткостью.

Основные параметры этой крепи: жесткость, начальный распор P_R , максимальная расчетная просадка Δh_{\max} , максимальная расчетная реакция R_{\max} (конечное установочное сопротивление) и несущая способность R_h (т.е. предел реакции). После исчерпания максимальной просадки крепи Δh_h происходит ее разрушение.

На рис. 8.4, б показаны характеристики I–IV крепей нарастающего сопротивления разной жесткости. Очевидно, при

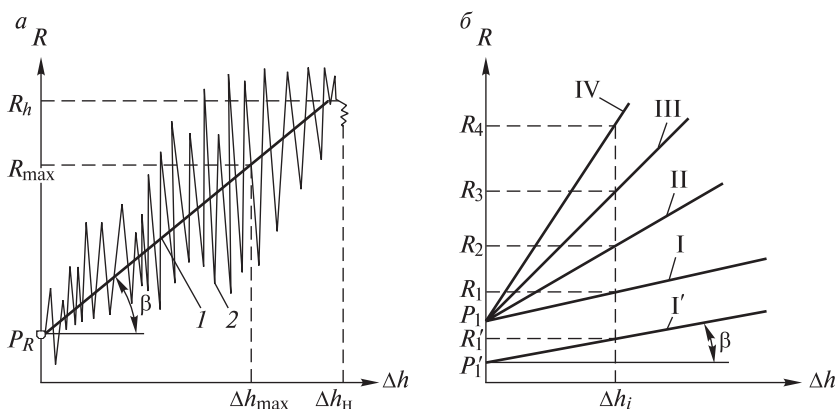


Рис. 8.4. Характеристики крепей нарастающего сопротивления (а) и примеры характеристик крепей, различающихся жёсткостью (б):

1 — расчётная характеристика; 2 — реальная характеристика; I—IV — характеристики крепей с различной жёсткостью

одинаковом опускании кровли Δh_i все крепи будут испытывать разные реакции — от R_1 до R_4 . При некотором значении R произойдет неизбежное раздавливание пород кровли или почвы (или тех и других) или же разрушение крепи.

Реакции одной и той же крепи, имеющей некоторую жесткость $\lambda = \text{tg } \beta$, будут зависеть от начального распора; так как при $P_1 > P'_1$ получим $R_1 > R'_1$.

Реальная характеристика этой крепи имеет вид ломаной линии. Такая работа крепи в забое объясняется особенностями ее конструкции, например, скачками трения (для крепей, работающих по этому принципу), а также скачкообразными опусканиями кровли. Кроме того, эта крепь может существенно менять свою жесткость в зависимости от величин ее вдавливания в почву и кровлю.

Расчетная характеристика крепи постоянного сопротивления (рис. 8.5) имеет вид волнообразной линии и является результатом взаимодействия давления масла в гидросистеме с пружиной регулировочного предохранительного клапана.

Основные параметры этой крепи: рабочая реакция $R_{\text{раб}}$ (или рабочее сопротивление), начальная просадка $\Delta h_{\text{нач}}$, раздвижность Δh_{max} и начальный распор P_H .

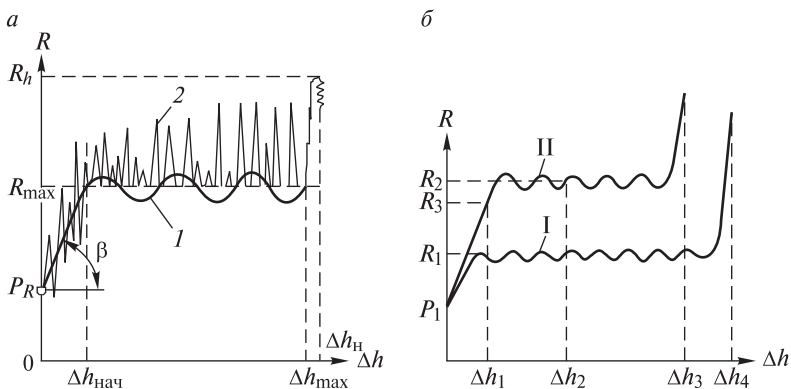


Рис. 8.5. Характеристики крепей постоянного сопротивления (а) и примеры характеристик крепей, различающихся величинами рабочих реакций (б): 1 — расчётная характеристика; 2 — реальная характеристика; I–II — характеристики крепей с различной величиной рабочих реакций

При просадках от 0 до $\Delta h_{\text{нач}}$ эта крепь работает как крепь нарастающего сопротивления большой жесткости.

Максимальная рабочая реакция крепи обозначена на рис. 8.5 R_{\max} , а максимально допустимая реакция после исчерпания раздвижности крепи R_H .

Реальная характеристика этой крепи имеет вид ломаной линии, что объясняется скачкообразными опусканиями кровли. Эти динамические опускания кровли вызывают гидравлические удары в гидросистеме крепи. Ввиду кратковременности этих нагрузок регулировочный клапан не успевает срабатывать и давление в гидросистеме резко возрастает; в эти моменты могут происходить разрушения отдельных узлов и разрывы корпусов стоек.

На рис. 8.5, б показаны характеристики крепей постоянного сопротивления, различающихся величинами рабочих реакций. Как следует из рисунка, при одинаковом опускании кровли крепи будут испытывать разные реакции. При опускании кровли Δh_1 крепь с характеристикой I будет испытывать реакцию R_1 и будет работать в режиме крепи постоянного сопротивления, а крепь с характеристикой II будет испытывать реакцию $R_3 > R_1$ и будет работать в режиме крепи нарастающего сопротивления.

При опускании кровли Δh_2 крепи с характеристиками I и II будут работать в режиме постоянного сопротивления с реак-

циями R_1 и R_2 до исчерпания раздвижности. Если опускания кровли достигнут величин предельной раздвижности крепей, то далее крепи начнут работать как жесткие, затем их реакции стремительно возрастут и начнется раздавливание вмещающих пород или разрушение крепи.

Изложенные общие принципы совместной работы крепей разных типов с вмещающими породами дают возможность правильно представить себе различные варианты работы крепей и обосновывать их выбор в конкретных условиях. При этом необходимо учитывать также особенности работы крепей в специфических горно-технических условиях.

Например, в случае применения деревянной крепи, её рабочее сопротивление P_a и податливость Δ_α , кроме всех прочих факторов, будут зависеть от угла падения рудного тела α . В работе¹ эти зависимости отображаются формулами:

$$P_a = P_0 \sqrt{\cos \alpha} , \quad (8.5)$$

$$\Delta_\alpha = \Delta_0 \sqrt{\cos \alpha} , \quad (8.6)$$

где P_0, Δ_0 — сопротивление и податливость крепи при $\alpha = 0$.

Вследствие того, что в общем случае при $\alpha \neq 0$ в нижней части отрабатываемого блока будут накапливаться руда и отслаивающиеся породы кровли, которые оказывают благоприятное воздействие на состояние выработанного пространства, для большей безопасности работ и надежного поддержания очистного пространства в верхней части блока P_a и Δ_α необходимо принимать большими по величине:

$$P_{\max} = 0,9 \div 1,0 P_0; \Delta_{\max} = 0,9 \div 1,0 \Delta_0.$$

Также, принимая во внимание, что деревянные стойки (распорки) обычно поддерживают слабую, склонную к обрушению кровлю, нагрузки на них должны рассчитываться с учетом трещиноватости, а места установки определяться расстоянием между трещинами.

¹ Совершенствование управления горным давлением при разработке наклонных и крутых угольных пластов / К.А. Ардашев, Н.И. Куксов, А.С. Шалыгин, В.М. Шик, В.Ф. Богомолов. — М.: Недра, 1975.

Для случая кососекущей трещиноватости пород непосредственной кровли (рис. 8.6) рабочее сопротивление стоек можно определить по формуле, рекомендованной ВНИМИ для угольных пластов:

$$P = P_0 \frac{\cos(\alpha - \omega) - f \sin(\alpha - \omega)}{[\sqrt{\cos \alpha}](\cos \omega - f \sin \omega)}, \quad (8.7)$$

где ω — угол между диагональными трещинами и нормалью к пласту; f — коэффициент внутреннего трения пород.

Из формулы (8.7) следует, что с увеличением угла падения α давление на крепь P_a уменьшается. Если $\alpha = 90^\circ$, то крепь испытывает только горизонтальные нагрузки от бокового распора пород. Величина напряжений бокового распора может быть определена аналитическими методами или оценена экспериментально.

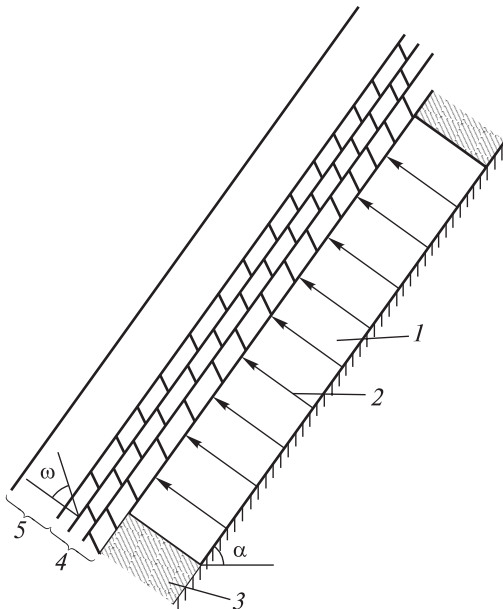


Рис. 8.6. Схема к определению рабочего сопротивления стоек при трещиноватой слоистой непосредственной кровле:

1 — выработанное пространство; 2 — стойка; 3 — целик; 4 — непосредственная кровля; 5 — порода-мост

На случай подвижки пород висячего бока рекомендуется устанавливать стойки-распорки с отклонением от нормали (в сторону восстания) на $6-10^\circ$ во избежание их выпадения. Для обеспечения совместной работы пород и крепи необходимо тщательное расклинивание стоек-распорок со стороны лежачего и висячего боков, а для предотвращения вывалов — затяжка обнажений висячего бока.

Весьма часто при системах с применением распорной крепи в выработанном пространстве в условиях крутопадающих месторождений приходится учитывать деформирование пород окружающего массива, что проявляется в сближении стенок очистных выработок (см. главу 7).

Если породы висячего бока имеют однородное (неслоистое) строение, то давление на крепь определяется на основании теории свода. Распределение опорного давления показано на рис. 8.2, стойки рассчитываются на случай наиболее неблагоприятной работы, т.е. в средней части блока. Величины P_0 и Δ_0 принимаются на основании давления веса пород, заключенных в объеме свода давления.

В случае поддержания очистного забоя крепёжными рамами рассчитываются не только стойки, но и верхняки. Расчеты целесообразно проводить для наиболее тяжелых условий работы крепи (на границе с выработанным пространством).

Рассмотрим случай разработки горизонтально залегающего месторождения, когда для обеспечения безопасности работ в призабойной зоне устанавливаются неполные крепёжные рамы, которые по мере продвижения забоя постепенно погашаются вместе с обрушением пород. На рис. 8.7 показаны крепёжные рамы в трех отработываемых заходках.

Давление на крепёжные рамы будет возрастать в направлении от массива к выработанному пространству, и поэтому каждая стойка и верхняк будут испытывать различные нагрузки. В рассматриваемом случае в наиболее тяжелых условиях будет находиться заходка 1, предназначенная для очередного погашения, однако основные работы по добыче полезного ископаемого (бурение, доставка) сосредотачиваются в заходке 3, поэтому её крепление должно быть наиболее надежным.

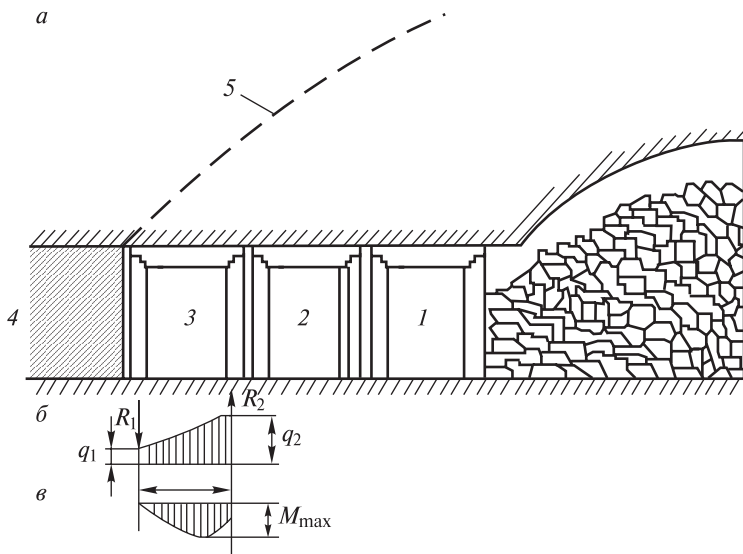


Рис. 8.7. Схема к расчету крепёжной рамы в заходке 3 (а), эпюры действующих нагрузок (б), изгибающих моментов (в) на верхняк крепёжной рамы:

1–3 — заходки; 4 — массив руды; 5 — контур предполагаемого самообрушения

Параметры отдельных элементов крепёжных рам определяют, исходя из конкретных условий напряженного состояния массива вышележащих пород. Для этого опытным путем или расчётами определяют нагрузки на стойки и верхняк крепёжной рамы, на основании которых методами строительной механики рассчитывают их необходимые размеры.

Если в качестве верхняка применяют деревянные элементы с круговым сечением, то необходимый диаметр d определяют на основании момента сопротивления W по формуле

$$W = \pi d^3 / 32, \quad (8.8)$$

откуда $d = 2,15 W^{1/3}$.

Зная, что момент сопротивления W можно выразить через максимальный изгибающий момент и предел прочности на изгиб

$$W = M_{max} / \sigma_{изг}, \quad (8.9)$$

диаметр d можно определить по формуле:

$$d = 2,15 (M_{\max} / \sigma_{\text{изг}})^{1/3}. \quad (8.10)$$

Если учесть коэффициент запаса прочности крепежного материала K_3 , то формула (8.6) будет иметь следующий вид:

$$d = 2,15 (M_{\max} K_3 / \sigma_{\text{изг}})^{1/3}. \quad (8.11)$$

Коэффициент запаса прочности крепежного материала K_3 обычно принимают равным $1,5 \div 2,0$.

Максимальный изгибающий момент определяется в зависимости от распределения нагрузки на верхняк:

при равномерно-распределённой нагрузке q на пролете l :

$$M_{\max} = ql^2/8; \quad (8.12)$$

при различных усилиях на стойки со стороны массива пород и выработанного пространства $P_1 = q_1 b$ и $P_2 = q_2 b$ (b — расстояние между крепежными рамами; q_1 и q_2 — действующие напряжения на стойки):

$$M_{\max} = R_1 l_0 \frac{P_1 l_0^2}{2} \frac{l_0^3}{6l} (P_2 - P_1), \quad (8.13)$$

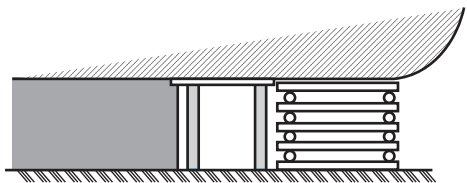
где R_1 — реактивное усилие, $R_1 = l_0 (P_2 + 2P_1) / 6$; l_0 — расстояние от стойки крепежной рамы до точки максимального прогиба верхняка.

$$l_0 = \frac{l \sqrt{[P_1^2 + (P_2 - P_1)(P_2 + 2P_1)]/3}}{P_2 - P_1}. \quad (8.14)$$

Стойки принимают такого же диаметра, как верхняк, но предварительно проверяют на прочность при большем осевом усилии P_2 . Если $P_2 \leq [\sigma_{\text{сж}}] S_{\text{ст}}$ (где $[\sigma_{\text{сж}}]$ — сопротивление материала стойки на сжатие; $S_{\text{ст}}$ — площадь сечения стойки), то стойка будет устойчивой.

Костровая крепь устанавливается в очистных забоях при управлении кровлей способом обрушения или плавного опускания пород (рис. 8.8).

Рис. 8.8. Схема поддержания выработанного пространства костровой крепью



Крепь состоит из костров (клетей) квадратной или прямоугольной формы, выкладываемых из деревянных стоек, брусьев (рис. 8.9, *а*) или металлических балок и рельсов (рис. 8.9, *б*); иногда для усиления конструкции костёр внутри заполняется породой.

В настоящее время компанией «Strata Products» (США) предложены системы костровых деревянных крепей нового поколения, к которым, в частности, принадлежит костровая крепь LINK-IN-LOCK (рис. 8.10).

Благодаря соответствующей форме элементов, из которых построена костровая крепь, передача давления происходит по

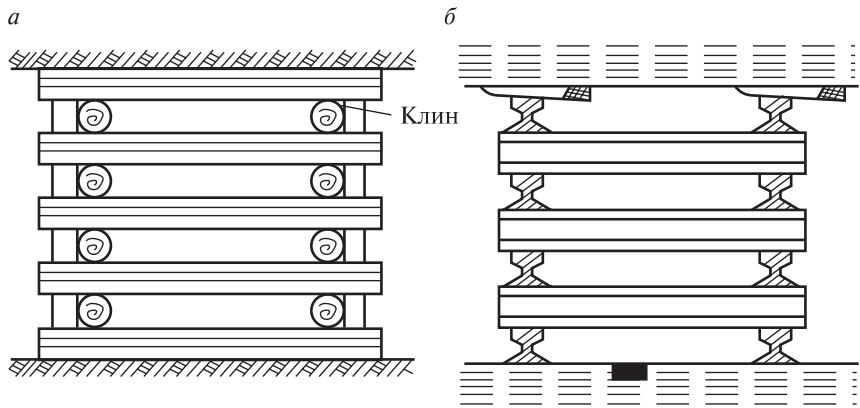


Рис. 8.9. Костровая крепь:

а — деревянная; *б* — металлическая

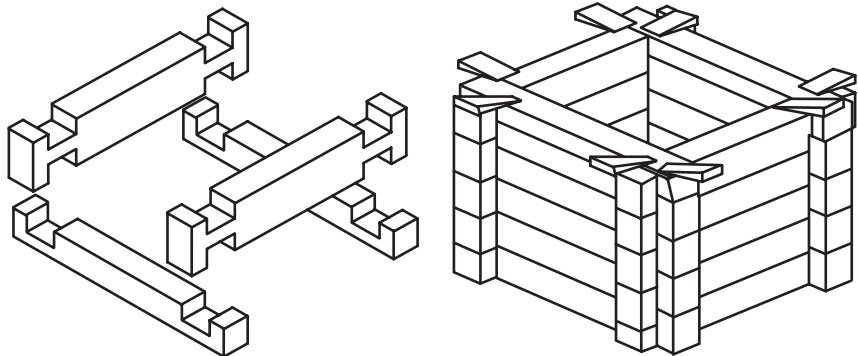


Рис. 8.10. Система деревянной костровой крепи LINK-IN-LOCK (США)

всей их поверхности, а, следовательно, на удержание перекрытия работает 100% используемой древесины

Плотный контакт элементов и оригинальный механизм заклинивания отдельных слоев обеспечивают устойчивость к горизонтальному смещению костра и благоприятно влияют на характеристики сопротивляемости крепи внешним нагрузкам.

Элементы деревянной крепи LINK-IN-LOCK выполняются из твердой древесины (обычно бук) в виде элементов стандартных размеров.

Каменная крепь применяется в виде искусственных опор или полос из бутового камня на песчано-цементном растворе. Отдельные столбы — опоры возводятся в очистных забоях по мере продвижения работ, полосы выкладываются взамен междублоковых и междуэтажных целиков до начала отработки блока или с некоторым опережением. Материал и размеры каменных опор выбираются на основании конкретных горно-геологических условий. Из-за трудности механизации работ и больших объемов ручного труда возведение каменной крепи требует значительных экономических затрат. Поэтому этот вид поддержания наибольшее распространение получил при отработке жильных месторождений ценных руд или месторождений, опасных по горным ударам. При больших объемах работ по креплению этот способ поддержания становится нецелесообразным, и его заменяют закладкой выработанного пространства.

Анкерная крепь в очистных выработках обычно устанавливается по сетке от 1×1 до 2×2, 2×2,5 м. Длина анкеров выбирается с таким расчетом, чтобы можно было надежно укрепить недостаточно устойчивую непосредственную кровлю или породы висячего, а иногда и лежачего боков рудного тела, и закрепить концы анкеров в устойчивой части массива пород. На практике длина анкеров бывает от 1,0–1,5 м до 2,0–2,5 м. В зависимости от ширины очистного пространства анкерные делают сплошными или составными.

Для крепления очистных забоев также часто применяется индивидуальная металлическая крепь (металлические стойки).

Индивидуальная металлическая крепь очистных забоев, предназначена для поддержания кровли пласта в рабочем

пространстве. Перемещение крепи по мере подвигания забоя производится с полной или частичной разборкой на несущие и поддерживающие элементы (стойки и верхняки).

Индивидуальные крепи (рис. 8.11) подразделяются по назначению на призабойные (устанавливаются и перемещаются вручную) и посадочные, которые перемещаются вручную или с помощью приспособлений — лебёдок и гидродомкратов и устанавливаются вручную или гидравлическими устройствами.

Призабойные стойки применяют на месторождениях с углом падения до 35° . Призабойные стойки различают по рабочей характеристике:

- постоянного полого — и крутонарастающего сопротивления;
- по механизму податливости — стойки трения и гидравлические.

Сопротивление стойки трения опусканию кровли обеспечивается за счёт сил трения в замке стойки. Стойки трения изготавливаются нескольких типоразмеров для месторождений мощностью от 0,5 до 3,2 м с сопротивлением от 150 до 300 кН (15–30 тс) и массой от 11 до 75 кг.

Гидравлическая стойка состоит из корпуса, выполненного в виде цилиндра, и выдвигной части, играющей роль плунжера. Конструктивно стойки этого типа могут быть выполнены с

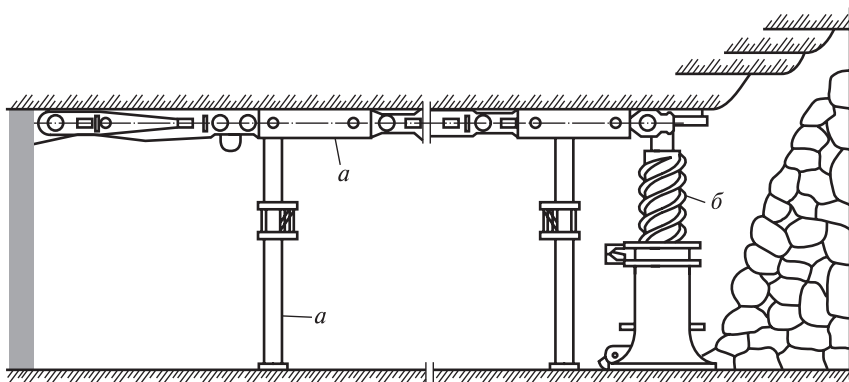


Рис. 8.11. Индивидуальная крепь:
а — призабойная; *б* — посадочная

замкнутой гидросистемой (рабочая жидкость — минеральное масло) и с внешним питанием рабочей жидкостью (применяют водомасляные эмульсии).

Выпускаемые гидравлические стойки имеют предельное сопротивление от 150 до 250 кН (от 15 до 25 тс), наибольшая их высота — от 790 до 3300 мм, раздвижность — от 170 до 800 мм, масса — от 16 до 85 кг.

Стойки призабойной крепи при необходимости комплектуются сменными опорами для снижения удельного давления на почву. Некоторые виды стоек выпускаются с устройством для дистанционной разгрузки.

Из верхняков наиболее прогрессивным типом являются шарнирные, жёсткого или рессорного типов. Шарнирный верхняк — сварная, штампованная или литая балка из стали или алюминиевого сплава длиной 600–1400 мм, высотой около 100 мм, массой 13–32 кг. Допустимая нагрузка на консоль шарнирного верхняка от 10 до 30 кН (1–3 тс).

Весьма широко в настоящее время в длинных очистных выработках (лавах) применяют механизированные крепи (комплексы) — установка, разгрузка и перемещение которых вслед за подвигающимся забоем осуществляются механизированным способом, без разборки их на составляющие элементы. Механизированная крепь применяется, главным образом, на угольных шахтах; вместе с горным комбайном, забойным конвейером и крепями сопряжения лавы со штреками.

Механизированные крепи образуют выемочные комплексы или агрегаты, обеспечивающие механизацию всех основных рабочих процессов в очистном забое. Создание конструкций механизированных крепей современного вида относится к середине 1950-х гг.

Механизированную крепь подразделяют (рис. 8.12):

- по функциям взаимодействия с боковыми породами — на поддерживающие, оградительные, оградительно-поддерживающие и поддерживающе-оградительные;
- по конструктивной схеме взаимодействия секций — на секционные, комплектные и агрегатированные.

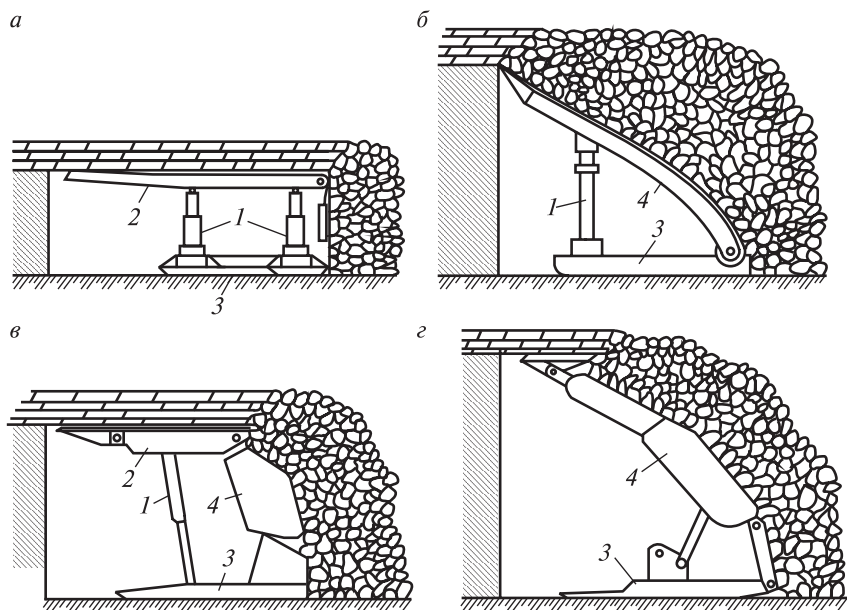


Рис. 8.12. Механизированные крепи:

а, б, в, г — соответственно поддерживающего, оградительного, поддерживающе-оградительного и оградительно-поддерживающего типов; *1* — гидростойки; *2* — перекрытие; *3* — основание; *4* — оградительное перекрытие

Крепи поддерживающего типа (рис. 8.12, *а*) предназначены для предотвращения обрушения кровли в пределах рабочего пространства очистной выработки.

Секции их состоят из перекрытия (от двух до шести опорных гидравлических стоек), основания и одного или двух гидродомкратов передвижения. Призабойная зона лавы поддерживается перекрытиями секции консольно. По длине перекрытие сплошное или состоит из двух и более звеньев, соединённых шарнирами, чем обеспечивается лучший контакт его с неровной поверхностью кровли. Крепи поддерживающего типа применяют в основном на пластах мощностью до 2 м, реже — до 3,5 м.

Крепи оградительного типа испытывают только нагрузку, передаваемую обрушенными породами, защищая рабочее пространство ограждающими перекрытиями (рис. 8.12, *б*). Эти крепи не нашли широкого распространения.

Механизированная крепь оградительно-поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов имеют элементы, выполняющие функции поддержания кровли и защиты рабочего пространства от обрушающихся пород.

Крепи поддерживающе-оградительного типа (рис. 8.12, в) поддерживают кровлю на большей ширине рабочего пространства, чем крепи оградительно-поддерживающего типа (рис. 8.12, г); секция имеет 2–3 гидростойки, что обуславливает возможность применения её в лавах с труднообрушающейся основной кровлей при слабой непосредственной кровле. Оградительная часть выполняется в виде прочного наклонного перекрытия. Эти крепи применяют в большинстве случаев на пластах мощностью от 1,6 до 3,5 м.

Специальные исследования взаимодействия секций крепи с вмещающими угольный пласт породами показали следующее: после начального распора гидростойки воспринимали плавно увеличивающуюся нагрузку, рост которой замедлялся при удалении работ по выемке угля и управлению кровлей в зависимости от типа кровли на 5–15 м. В период длительных простоев нагрузки практически стабилизировались. Наиболее интенсивное нагружение секций крепи имело место при выемке угля и выдвигении соседних секций крепи.

Наиболее неблагоприятное взаимодействие с боковыми породами и почвой пласта имело место при начальном распоре секции, в последующее время технологического цикла эпюры нагрузок выравнивались. Наиболее высокие нагрузки на секцию крепи были зафиксированы в средней части лавы.

Секции крепи оградительно-поддерживающего типа имеют прочное наклонное ограждающее перекрытие и относительно короткий козырёк, поддерживающий кровлю на небольшой ширине у забоя с помощью одной стойки. Крепи применяют при легко обрушаемых основных и слабых породах непосредственной кровли на пластах мощностью 2–3,5 м.

Механизированные крепи, секции которых не имеют постоянных кинематических связей между собой и с другим оборудованием лавы, называются секционными. Вследствие

большой трудоёмкости передвижки и установки секционные крепи не нашли широкого применения.

Комплектные крепи состоят из комплектов, включающих две и более кинематически связанных между собой секций. Комплекты крепи не имеют связей между собой.

Секции агрегатированной крепи имеют постоянную кинематическую связь с базовым элементом очистного комплекса — ставом конвейера, направляющей рамой выемочной машины или специальным базовым элементом. Гидродомкратами передвижения снабжаются все или часть секций агрегатированной крепи. Наличие постоянной связи с базой и, как правило, направленное движение являются благоприятными предпосылками для дистанционного и автоматизированного управления всем комплексом оборудования очистного забоя. Агрегатированные крепи считаются наиболее перспективными. Управление гидроприводом и гидросистемой механизированной крепи производится с кнопочных постов, устанавливаемых в лаве через 5–8 м или с центрального пульта, расположенного в штреке.

Обоснование и выбор типа механизированной крепи для каких-либо конкретных условий может быть произведён на основании расчёта удельной нагрузки на единичную секцию механизированной крепи¹ (рис. 8.13) по формуле:

$$Q = \frac{4g\gamma_{\text{ср}}m_{\text{max}}}{l_{\text{п}}} \times \left(l_{\text{п}} + r + r_1 \sqrt{\frac{4000\sigma_{\text{и}}m_{\text{max}}}{3g\gamma_{\text{ср}}}} \right), \text{ кН/м}^2,$$

где g — ускорение свободного падения; $\gamma_{\text{ср}}$ — средняя плотность пород кровли, т/м³; $\sigma_{\text{и}}$ — прочность пород кровли на изгиб, МПа.

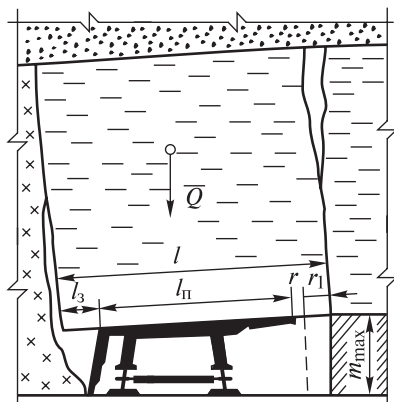
За рубежом развитие механизированной крепи идёт по пути создания и совершенствования в основном крепей поддерживающего типа, как в агрегатированном, так и в комплектном исполнении.

Совершенствование механизированной крепи осуществляется по пути снижения их металлоёмкости и стоимости, повышения

¹ Брагин Е.П. К вопросу о конечности нагрузки на крепь очистного забоя // ГИАБ. — 2007. — № 7. — С. 250–254.

Рис. 8.13. Расчётная схема для определения удельной нагрузки на единичную секцию механизированной крепи:

Q — нагрузка на секцию крепи от веса деформирующихся пород, кН/м²; m_{\max} — максимальная мощность пласта, м; l — длина блока пород, нагружающего крепь; l_3 — длина зависающей консоли пород за крепью, м; $l_{\text{п}}$ — длина поддерживающей части секции крепи, м; r — расстояние от козырька крепи до забоя, м; r_1 — глубина захвата комбайна



надёжности всех узлов, оптимизации параметров, создания конструкций, обеспечивающих в комплексе с выемочными и транспортными средствами полную автоматизацию процессов выемки, транспортирования угля, крепления и управления горным давлением в очистном забое и на сопряжении его с подготовительными выработками.

Таким образом, управление геомеханическими процессами при системах разработки с креплением очистного пространства осуществляется путём выбора оптимального вида, конструкции и параметров крепи в соответствии с действующими нагрузками, характерными для конкретных условий рассматриваемых месторождений.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ
С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД**

9.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Сущность этого способа разработки заключается в том, что вслед за выемкой полезного ископаемого сразу или с некоторым отставанием налегающие породы обрушаются под действием собственного веса или принудительно. Характерной особенностью всех систем с обрушением является сплошная отработка шахтных полей без оставления внутриблоковых, междублоковых и междуэтажных целиков.

При некоторых вариантах систем допускается лишь временное оставление целиков (двухстадийная выемка), которые погашаются сразу после отработки камеры. Такой порядок выемки необходим для создания благоприятных условий самообрушения вышележащих пород, в результате которого снижаются нагрузки на краевые зоны массива руды.

Системы разработки с обрушением (столбовые системы, слоевое обрушение, подэтажное обрушение, этажное самообрушение, этажное принудительное обрушение) обычно применяют при разработке мощных месторождений в неустойчивых, склонных к обрушению, породах, когда допускается сдвигание и обрушение земной поверхности. Это единственный класс систем разработки, когда управление геомеханическими процессами заключается в целенаправленном уменьшении деформационно-прочностных параметров массива, но в строго определенных местах и в заранее определенном момент времени.

При любых вариантах систем между очистными выработками и обрушающимся породным массивом должна постоянно сохраняться значительного объема предохранительная «подушка»

из отбитой руды и обрушенных пород для защиты выработок от воздушного удара.

Все системы с обрушением вызывают сдвигание и обрушение земной поверхности и характеризуются постоянным нарастанием опорного давления на пограничный с обрушающимися блоками рудный массив до тех пор, пока не произойдет посадка подработанной толщи пород.

Системы с обрушением особенно целесообразно применять при разработке месторождений полезных ископаемых в условиях аномально высокого естественного напряжённого состояния массива пород, обусловленного, в частности, действием тектонических полей напряжений и представляющего опасность с точки зрения возможных динамических форм горного давления — горных ударов и техногенных землетрясений. В случае применения этих систем массив пород эффективно разгружается, поскольку обрушенные породы характеризуются только гравитационным полем напряжений и при существенном снижении удельного веса пород дезинтегрированного материала по сравнению с естественным массивом пород до разработки.

Таким образом, управление геомеханическими процессами при системах разработки с обрушением вмещающих пород заключается *в целенаправленном регулировании характеристик систем разработки, в частности, величин деформаций и параметров обрушения поверхности, последовательности и шага обрушения пород, величины опорного давления на краевую часть массива, толщины предохранительной подушки.*

9.2. ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ХАРАКТЕР СДВИЖЕНИЯ И ОБРУШЕНИЯ ПОРОД

Факторы, определяющие характер сдвигания и обрушения пород, можно разделить на две большие группы: горно-геологические и технологические.

Горно-геологические факторы.

К ним относятся: мощность рудного тела (залежи, пласта, жилы), угол падения, глубина и площадь распространения работ, механические свойства и структурные особенности массива пород, естественное напряжённое состояние массива

пород, гидрогеологические условия месторождения, рельеф местности и др.

При отработке месторождений их мощность и площадь оказывают существенное влияние на характер и величину сдвижения налегающих горных пород. Практикой установлено, что чем они больше, тем выше скорости деформирования пород, значительнее распространение областей сдвижения и обрушения пород, больше величины оседания, сдвижения и обрушения земной поверхности.

Углы падения отработываемых тел полезных ископаемых влияют на картину формирования зон сдвижения и обрушения, определяют форму и параметры мульд на поверхности.

Отмечается обратная зависимость величин деформаций земной поверхности от глубины разработки. При малой мощности залежи (пласта) и значительной глубине работ опасные сдвижения пород могут не достигать поверхности (безопасная глубина разработки).

Свойства пород и их структурные особенности определяют механизм и вид происходящих деформаций, их склонность к пластическому течению или хрупкому разрушению; массив однородного строения и слоистая толща пород при отработке деформируются и разрушаются неодинаково. Геологические нарушения значительно изменяют характер происходящих механических процессов.

Гидрогеологические условия, определяющие степень увлажненности пород месторождения, влияют на их пластические свойства. Облегчается сдвижение отдельных слоев или участков массива по контакту обводнения пород (особенно глинистых). Вследствие этого могут существенно изменяться углы сдвижения, скорости деформирования, формы и площади мульд сдвижения и обрушения земной поверхности.

Существенные коррективы в картину сдвижения и обрушения пород вносит рельеф местности (гористый или равнинный). Если для равнинного рельефа характерны более правильные формы оседания и обрушения поверхности, то для гористого — они определяются конкретным расположением гор и долин. Здесь могут иметь место деформации и обрушения подрабатываемых

участков по плоскостям ослаблений и геологических нарушений, при увлажнении наблюдаются оползневые явления.

Технологические факторы.

Зависят от деятельности человека, и в отличие от горно-геологических факторов не остаются неизменными; их воздействие можно регулировать. Из основных технологических факторов следует отметить: размеры обрабатываемых участков (шахтных полей), применяемую систему разработки, способ управления геомеханическими процессами (горным давлением), порядок ведения горных работ, интенсивность и концентрацию очистной выемки, методы ведения взрывных работ и др.

Размеры обрабатываемых участков (шахтных полей) оказывают существенное влияние на процессы сдвижения и обрушения пород. При небольших размерах месторождений и большой глубине работ могут иметь место опасные зависания подрабатываемых пород, угрожающие внезапной посадкой.

Способ управления геомеханическими процессами, в частности, при системах с обрушением и порядок отработки месторождения определяют характер деформаций пород, очередность их сдвижения и обрушения, образование мульд на поверхности. Правильно выбранный порядок может обеспечивать непрерывность деформирования и плавность посадки пород. От интенсивности выемки зависит скорость нарастания деформаций, появление в толще трещин и разрывов.

9.3. УСЛОВИЯ УСТОЙЧИВОГО СОСТОЯНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Поскольку для рассматриваемого класса систем разработки конечной целью является создание возможностей планомерного и строго локализованного обрушения пород, необходимо определить условия, при которых массив сохраняет устойчивость, сдвижения минимальны, а обрушения затруднены. Эти условия при использовании систем с обрушением должны быть сознательно нарушены.

Под устойчивым состоянием земной поверхности понимается отсутствие деформаций или наличие сдвижений, величина которых не превышает критических значений и не вызывает вредных последствий для подрабатываемых объектов.

Устойчивое состояние пород определяется сочетанием влияющих горно-геологических и технологических факторов.

В частности, при разработке месторождений существует такое соотношение глубины разработки H и мощности залежи M , при котором деформации земной поверхности для охраняемых сооружений будут безопасными, т.е.

$$H/M \leq K_6, \quad (9.1)$$

где K_6 — коэффициент безопасности.

Например, «Временными правилами охраны сооружений и природных объектов при подземной разработке рудных месторождений», рекомендованными ВНИМИ, при крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова $f=5$ коэффициенты безопасности, согласно выражению (9.1), принимаются: для объектов I-й категории $K_6 = 150$; II-й — $K_6 = 100$ и III-й — $K_6 = 50$. При выемке пологих и наклонных угольных пластов значения K_6 для объектов I, II, III категорий равны соответственно 300, 200, 100.

Вполне очевидно, что наибольшая вероятность сохранения поверхности при разработке месторождений будет при отработке слепых залежей, имеющих малую мощность, крутой угол падения и небольшую площадь отработки.

На рис. 9.1 приведены основные элементы залегания залежей полезных ископаемых, определяющих деформирование земной поверхности.

На основании анализа и обобщения практического опыта отработки рудных месторождений институтом ВНИМИ рекомендуется формула для определения предельной расчетной глубины H_p (от верхней границы залежи до земной поверхности), при которой не будет критических деформаций земной поверхности

$$H_p = 300 M_3 L' k / (L' + 74 M_3), \quad (9.2)$$

где L' — горизонтальная проекция рудной залежи; k — коэффициент, учитывающий крепость вмещающих пород, $k = 1$ при $f = 2 \div 5$, $k = 0,9$ при $f = 5 \div 9$, $k = 0,8$ при $f > 9$; M_3 — эффективная (приведенная) мощность залежи, $M_3 = M (1 - K_{зап} + K_{зап} K_y)$, M — нормальная мощность залежи; $K_{зап}$ и K_y — соответственно

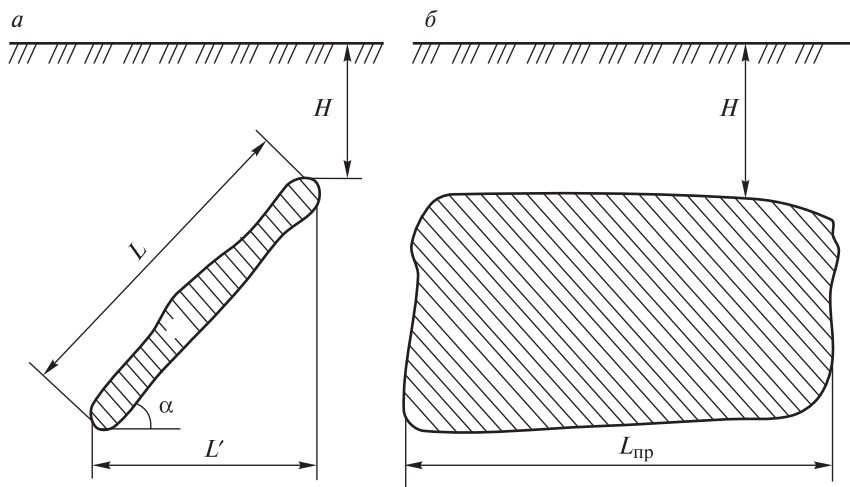


Рис. 9.1. Основные элементы залегания залежей полезных ископаемых, определяющие деформирование земной поверхности:

a — вкрест простирания; *б* — по простиранию

коэффициенты заполнения выработанного пространства закладочным материалом (или обрушаемыми породами) и усадки закладочного материала.

Если величина $H_p < H$ (H — фактическая глубина от верхней границы рудной залежи до земной поверхности), то земная поверхность не подвергается опасным деформациям.

Формула (9.2) рекомендуется для расчета безопасной глубины при отработке слепых залежей с углом падения не более 75° .

Поскольку отработка месторождений системами с обрушением всегда вызывает опасные деформации и обрушения земной поверхности, рассмотрим последовательно основные закономерности развития процессов сдвижения горных пород в результате подземной разработки месторождений и основные закономерности развития процессов обрушения горных пород.

9.4. ЗАКОНОМЕРНОСТИ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Под сдвижением горных пород понимается деформирование и перемещение их под влиянием горных работ или происходящих естественных процессов (действия тектонических сил, выщелачивания, водопонижения, изменения свойств пород).

В частности, в результате горных работ вначале наблюдаются сдвиги нижней части массива подрабатываемых пород (кровли камер, заходок, лав). По мере увеличения площади подработки в процессы сдвига вовлекаются не только непосредственная кровля, но и расположенные выше породы. Наблюдается сдвиг пород по плоскостям расслоения и пересекающим массив трещинам. В результате над выработанным пространством образуется зона разрыхленных пород, объём которых больше первоначального. Поэтому при определенной высоте разрыхления пород происходит подпор вышележащей толщи. Под воздействием собственного веса подработанные породы испытывают растягивающие напряжения (особенно в средней части пролета). Во многих случаях процессы сдвига охватывают всю толщу пород над горными выработками до земной поверхности и саму поверхность.

Часть породного массива, подвергшаяся сдвигу под влиянием горных разработок, принято называть областью сдвига горных пород, а соответствующую часть земной поверхности — мульдой сдвига.

Вертикальные сечения мульды сдвига по простиранию и вкрест простирания пласта (залежи), проходящие через точки с максимальными оседаниями земной поверхности, называют главными сечениями мульды сдвига.

Для характеристики процессов сдвига применяются три группы параметров: линейные, угловые и временные.

Линейные и угловые параметры приведены на рис. 9.2.

К линейным параметрам относятся:

- размеры полумульды сдвига по падению пласта (залежи) L_1 , по восстанию L_2 и по простиранию L_3 .
- абсолютные величины сдвигов точек земной поверхности — оседание (вертикальная составляющая вектора перемещения точки поверхности) η ; сдвига (горизонтальные составляющие) ξ (в направлении вкрест простирания) и ζ , (по направлению простирания).

К угловым параметрам относятся:

- граничные углы, определяющие границы области сдвига. Различают углы по падению β_0 , по восстанию γ_0 , по про-

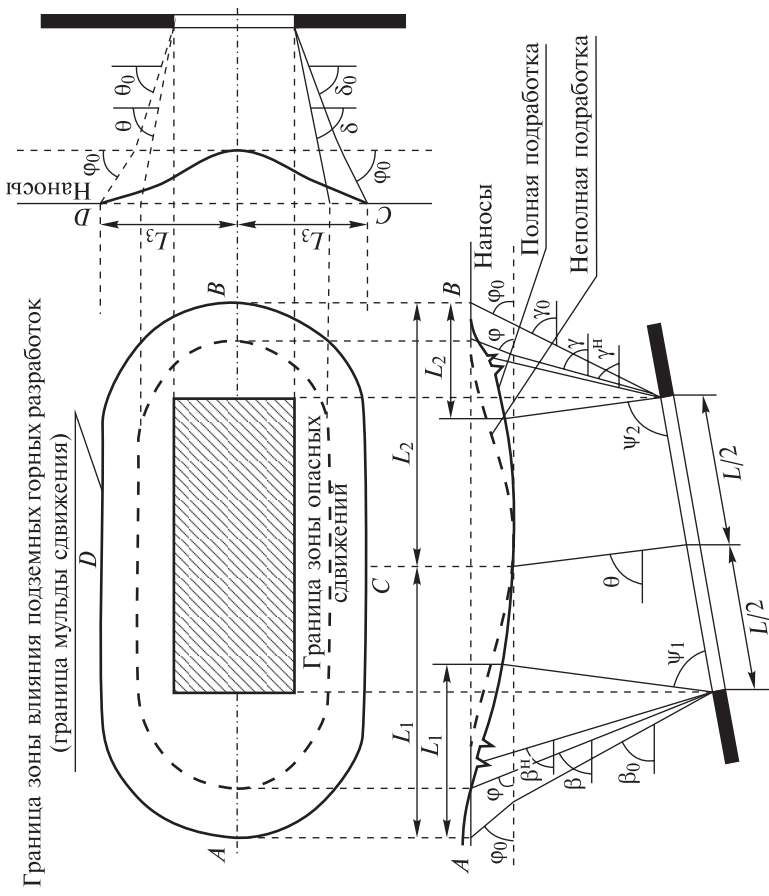


Рис. 9.2. Область сдвижения и главные сечения мульды сдвижения вокруг простирания и по простиранию при разра-
ботке пласта (залежи)

- стиранию δ_0 пласта (залежи), внешние углы, относительно выработанного пространства, образованные в главных сечениях горизонтальными линиями и прямыми, соединяющими границы выработанного пространства с граничными точками области сдвижения (в качестве которых принимают обычно точки, получившие оседания 10–15 мм);
- углы сдвижения, определяющие границы зоны опасных сдвижений. Различают углы по падению β , по восстанию γ , по простиранию δ пласта (залежи), внешние углы, относительно выработанного пространства, образованные в главных сечениях горизонтальными линиями и прямыми, соединяющими границы выработанного пространства с точками области опасных сдвижений. В наносах значения углов сдвижения φ принимаются одинаковыми во всех направлениях.
 - углы разрывов (по падению β' , по восстанию γ' , по простиранию δ') — внешние углы относительно выработанного пространства, образованные в главных сечениях мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу выработки с наиболее удаленной от центра мульды сдвижения трещиной. Углы разрывов обычно на 5–10° круче углов сдвижения.

При определенном соотношении размеров выработанного пространства и глубины разработки в мульде сдвижения образуется плоское дно, т.е. участок с максимально возможными оседаниями при данной мощности и угле падения пласта (залежи). На этом участке сдвижения носят в основном равномерный характер. Условия, при которых в мульде сдвижения образуется плоское дно, принято называть *полной подработкой земной поверхности* (см. рис. 9.2).

Границы плоского дна определяются углами полной подработки — ψ_1, ψ_2, ψ_3 , соответственно в направлении падения, восстания и простирания пласта (залежи).

В условиях неполной подработки максимальное оседание наблюдается, строго говоря, в одной точке мульды сдвижения и обозначается η_{\max} , а положение точки, имеющей максимальное оседание, определяется углом максимального оседания θ . При

полной подработке значения максимальных оседаний характерны для множества точек плоского дна, они обозначаются η_0 .

Неравномерность сдвижения горных пород вызывает деформации земной поверхности. Для характеристики деформаций используют следующие параметры:

а) наклоны интервалов в мульде сдвижения i — отношения разности оседания двух точек мульды к расстоянию между ними, выраженные безразмерной величиной; при расчете деформаций наклон характеризует неравномерность распределения оседания в сечении мульды сдвижения;

б) кривизна мульды сдвижения K_p — отношение разности наклонов двух соседних интервалов мульды к полусумме длин этих интервалов; кривизна характеризует неравномерность распределения наклонов в сечении мульды сдвижения;

в) радиус кривизны мульды сдвижения — величина, обратная кривизне мульды сдвижения, выраженная в метрах $R_{Kp} = 1/K_p$;

г) относительные горизонтальные деформации в мульде сдвижения ϵ — отношения разности горизонтальных сдвижений двух точек мульды к расстоянию между ними, выраженные безразмерной величиной. При растяжении ϵ считается положительным, при сжатии — отрицательным. Горизонтальные деформации характеризуют неравномерность горизонтальных сдвижений в мульде сдвижения.

В мульде сдвижения выделяют зону опасных деформаций, превышающие следующие критические значения:

наклоны мульды сдвижения $i = 4 \cdot 10^{-3}$;

кривизна $K_p = 2 \cdot 10^{-4} \text{ м}^{-1}$;

горизонтальные деформации (растяжение) $\epsilon = 2 \cdot 10^{-3}$.

К временным параметрам относятся:

- общая продолжительность процесса сдвижения T — период, в течение которого земная поверхность над выработанным пространством находится в состоянии сдвижения;
- период опасных деформаций $T_{оп}$ — период, в течение которого наиболее вероятно появление повреждений в подрабатываемых объектах.

Нередко период опасных деформаций 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.

Для конкретных условий каких-либо месторождений в общей области сдвижения горных пород и общей зоне сдвижения земной поверхности по особенностям характера сдвижения массива пород могут быть выделены частные области и зоны.

Например, для условий Хибинских апатито-нефелиновых рудников, являющихся типичным примером применения систем с обрушением, выделяются (рис. 9.3).

Зона обрушения (1). Область, в которой породы в результате отрыва от массива и беспорядочного движения превращены в несвязную массу с коэффициентом разрыхления более 1,3; в результате выпуска руды из эксплуатируемых блоков в области обрушения образуются воронки и провалы.

Зона сдвигов или террас (2). Область, в которой деформации сопровождаются сдвигом и оседанием крупных блоков с образованием террас на земной поверхности. Внешней границей зоны террас является контур крайних трещин с раскрытием и высотой уступа более 0,25 м.

Зона трещин (3). Область, в которой деформации сопровождаются смещением пород с образованием трещин; при выходе на поверхность эта область образует зону трещин, внешней границей которой является контур крайних трещин.

Границы всех выделенных зон на апатитовых рудниках определяются с помощью угловых и линейных параметров.

К угловым параметрам относятся: угол сдвижения β , угол разрыва β' и угол обрушения $\beta_{обр}$. К линейным параметрам относятся: шаг обрушения l_0 , высота стенки обрушения h_0 , длина фронта подработки покрывающих пород по простиранию L .

Определяют параметры зон сдвижения инструментальными или расчетными методами. Для инструментальных наблюдений

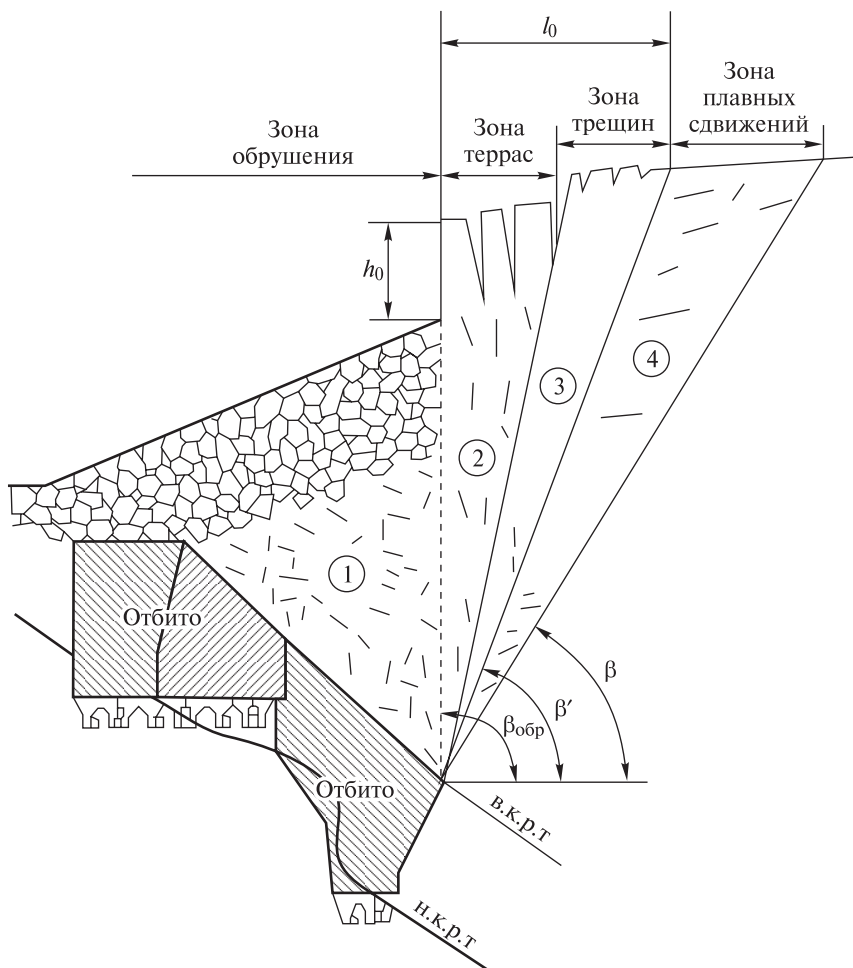


Рис. 9.3. Области и зоны различного деформирования массива и земной поверхности в условиях Хибинских апатитовых рудников

оборудуют специальные наблюдательные станции на длительный или короткий срок в зависимости от поставленных конкретных задач.

Расчетные методы применяются для прогнозирования вредного влияния горных работ на подземные и поверхностные сооружения. При этом широко используются данные по сдвигению и обрушению пород на аналогичных месторождениях.

9.5. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЦЕССОВ ОБРУШЕНИЯ ПОРОД

Анализ особенностей разработки месторождений, представленных трещиноватыми породами относительно однородного строения, показал, что процесс обрушения пород над выработанным пространством можно разделить на два периода:

- до выхода обрушения на поверхность;
- после выхода обрушения на поверхность.

Последовательное развитие обрушения трещиноватых пород однородного строения можно представить в виде принципиальной схемы, изображенной на рис. 9.4.

Отработка отдельных блоков (I, II, ..., VI) от середины шахтного поля к флангам способствует сводообразованию до момента достижения предельного пролета подработки $L_{п}$. Самообрушение пород на этой стадии характеризуется беспорядочными вывалами, отслоениями по имеющимся или вновь образующимся трещинам. Коэффициент разрыхления пород при таком обрушении может достигать 1,3–1,4.

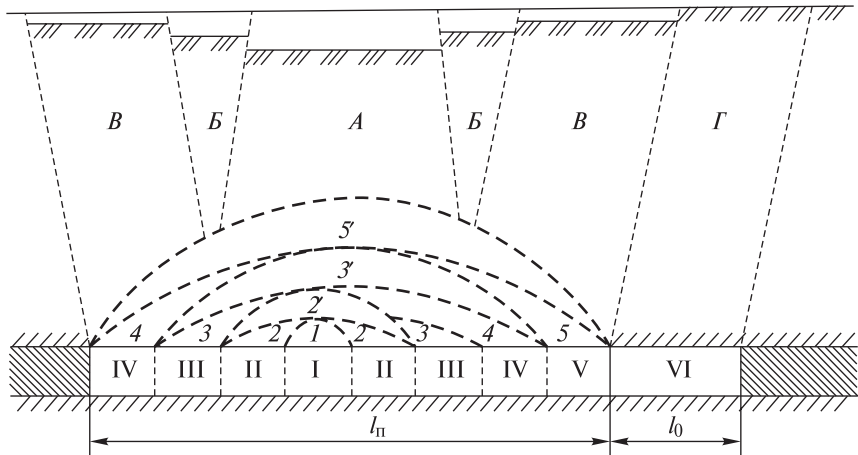


Рис. 9.4. Принципиальная схема обрушения трещиноватых скальных пород однородного строения (пунктиром показаны линии сдвижения и самообрушения пород):

I, II, ..., VI — порядок отработки блоков; 1, 2, 2', ..., 5, 5' — последовательность сводообразных обрушений; А, Б, В, Г — стадии самообрушения земной поверхности

В крепких слаботрещиноватых или расслоенных породах своды обрушения могут быть плоскими, а в неустойчивых сильно трещиноватых — сводчатыми, с различной высотой свода, определяемой степенью устойчивости пород и условиями разработки.

Например, в интенсивно раздробленных неустойчивых габбро-диабазых рудника «Заполярный» Норильского ГМК отношение максимальной высоты свода B_{\max} к предельному пролету подработки $L_{\text{п}}$ изменялось от 0,40 до 0,45.

В то же время на рудниках Жезказгана, где породы менее трещиноваты, но склонны к расслоениям, согласным с залеганием залежи, это отношение меньше — $B_{\max}/L_{\text{п}}=0,25\div 0,30$.

Первое обрушение поверхности в виде провала (стадия А, см. рис. 9.4), как правило, происходит над наиболее высокой частью естественного свода.

В сильнотрещиноватых породах этому обрушению, как показывают маркшейдерские наблюдения, предшествует медленное сдвигание земной поверхности без разрыва сплошности, после которого непосредственно перед образованием провала наступит интенсивное нарастание сдвигания. Обрушение происходит обычно под крутыми углами ($75\text{--}90^\circ$) в сторону выработанного пространства.

Форма поверхностей скольжения самообрушающихся блоков определяется структурными особенностями массива. В частности, поверхностями скольжения являются крупные структурные неоднородности, ориентированные параллельно фронту очистных работ, — трещины большой протяжённости, дайки, зоны ослабленных пород и др.

В малотрещиноватых породах провалы поверхности происходят внезапно без заметного предварительного сдвигания поверхности и появления трещин. Поэтому они представляют большую угрозу, как для зданий, сооружений, так и для людей.

В массивах слоистых осадочных пород характер обрушения пород определяется наличием слоистости. Нижняя часть зоны обрушения (сразу над выработанным пространством) характеризуется интенсивным дроблением и беспорядочным обрушением. Средняя — расслоениями, сдвиганием и разломами отдельных

слоев. Верхняя часть, примыкающая к наносам, может расслаиваться и изгибаться без разломов.

В толщах, сложенных слабыми породами, первое обрушение до поверхности принимает трубообразные формы.

Общий коэффициент разрыхления пород на этой стадии разработки, судя по величине провалов и сдвижений поверхности, составляет 1,03–1,06 и обычно не превышает 1,1. Это свидетельствует о незначительной дезинтеграции массива по трещинам, особенно на заключительной стадии обрушения (части массива А, Б, В, Г на рис. 9.4). Консольные зависания Б и В постепенно сползают в сторону обрушившихся пород под углами 75–90°, образуя на поверхности террасообразные площадки.

По нормам «Правил охраны...»¹ предельная глубина, при которой возможно образование провалов и больших трещин над очистными выработками составляет $H_{\text{п}} = 20m$, где m — вынимаемая мощность пласта.

Однако на практике наблюдаются случаи отклонения от указанных норм. В частности, в условиях Кузбасса при вынимаемой мощности пласта до 3 м выход провальных воронок часто наблюдается при глубинах разработки более 150 м.

После выхода обрушения на поверхность и самопосадки консолей Б и В (см. рис. 9.4) при продолжении отработки в направлении от выработанного пространства к массиву образуются консоли пород, обрушающиеся при определенном шаге подработки. Обрушение образовавшихся консолей будет происходить участками, определяемыми предельным (критическим) вылетом консоли, величину которого в первом приближении можно определить по формуле

$$X = \sqrt{\sigma''_{\text{max}} h / \gamma}, \quad (9.3)$$

где σ''_{max} — максимальное растягивающее напряжение в консоли; h — мощность консоли; γ — объёмный вес пород.

Самообрушения консолей могут происходить при различных условиях опирания на массив (рис. 9.5).

¹ Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. — СПб., 1998. — 291 с.

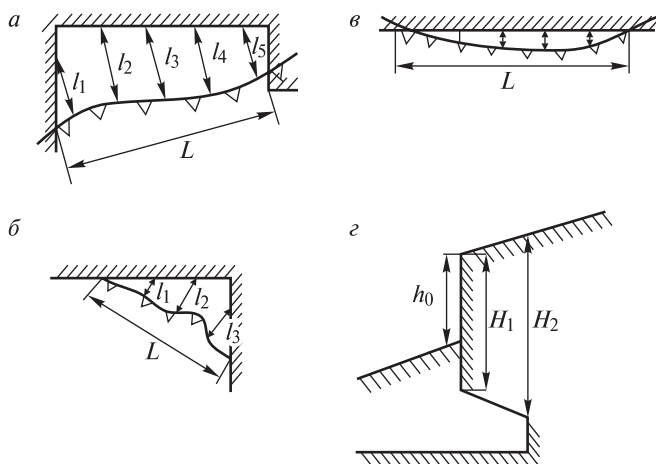


Рис. 9.5. Параметры самообрушений пород:

a, б, в — соответственно обрушения при трёхстороннем, двухстороннем и одностороннем опирании; *z* — вертикальный разрез участка обрушающихся пород

Самообрушения при трёхстороннем опирании ($L \sim l$) (рис. 9.5, *a*) характерны для начала отработки новых горизонтов, режим самообрушения при двухстороннем (рис. 9.5, *б*) и при одностороннем опирании ($L \gg l$) (рис. 9.5, *в*) консоли устанавливается в процессе отработки горизонта.

Параметр L определяется как расстояние между крайними точками опирания кромки обрушения на неподработанный массив пород (рис. 9.5, *a, б, в*). Параметр l усредняется по нескольким линиям и определяется по перпендикуляру к линии простирания кромки обрушения от нее до границы подработки (рис. 9.5, *a, б, в*). Параметр H определяется как средняя глубина в районах кромки обрушения (H_1) и границы подработки массива (H_2) (рис. 9.5, *z*), а затем, как и для l , проводится усреднение. Для оценки влияния навалов определяются два параметра: h_0 — абсолютная высота и h_0/H_1 — относительная высота свободной от подпора стенки обрушения.

Под шагом обрушения l_0 понимается горизонтальное расстояние между предыдущей и последующей кромками обрушения на земной поверхности или в массиве по направлению, перпендикулярному линии простирания кромки обрушения.

Величина шага обрушения зависит от воздействия многих факторов, из которых наиболее существенными являются свойства массива и силы подпора со стороны ранее обрушившихся пород 2 и 3 (рис. 9.6).

Как показывает практика, величина шага обрушения трещиноватых горных пород l_0 значительно меньше их мощности H . Обычно отношение $H/l_0 \geq 3\div 6$ и более.

Наблюдения, проведенные на Зырянском месторождении, и их анализ показывают, что шаг обрушения консоли составляет 10–15 м и величина его довольно стабильна. Обрушению консоли предшествует появление трещин разрыва. Аналогичные выводы получены применительно и к другим месторождениям. Отделившаяся от массива часть консоли постепенно оседает и, разрушаясь, уходит в зону обрушения. Это обусловлено подпором ранее обрушившихся пород, заполнивших зону обрушения.

Для расчета шага обрушения трещиноватых пород l_0 наиболее применима теория предельного равновесия. При этом сдвигающая составляющая веса пород консоли T уравнивается силами трения F , сцепления C и составляющей Q_τ силы подпора от ранее обрушенных пород.

$$T = P \sin \omega, \quad (9.4)$$

где P — вес пород консоли; ω — угол наклона линии скольжения.

$$F = N \operatorname{tg} \varphi = P \cos \omega \operatorname{tg} \varphi, \quad (9.5)$$

где N — нормальная составляющая веса пород консоли; φ — угол внутреннего трения пород консоли.

$$C = cl, \quad (9.6)$$

где c — удельное сцепление пород консоли; l — длина линии скольжения, на рис. 9.6, a $l = MK = H_1/\sin \omega$, на рис. 9.6, b $l = MD = H/\sin \omega$.

$$Q_\tau = Q_x \sin \omega \operatorname{tg} \varphi, \quad (9.7)$$

где в соответствии с теорией Кулона Q_x может быть выражено уравнением

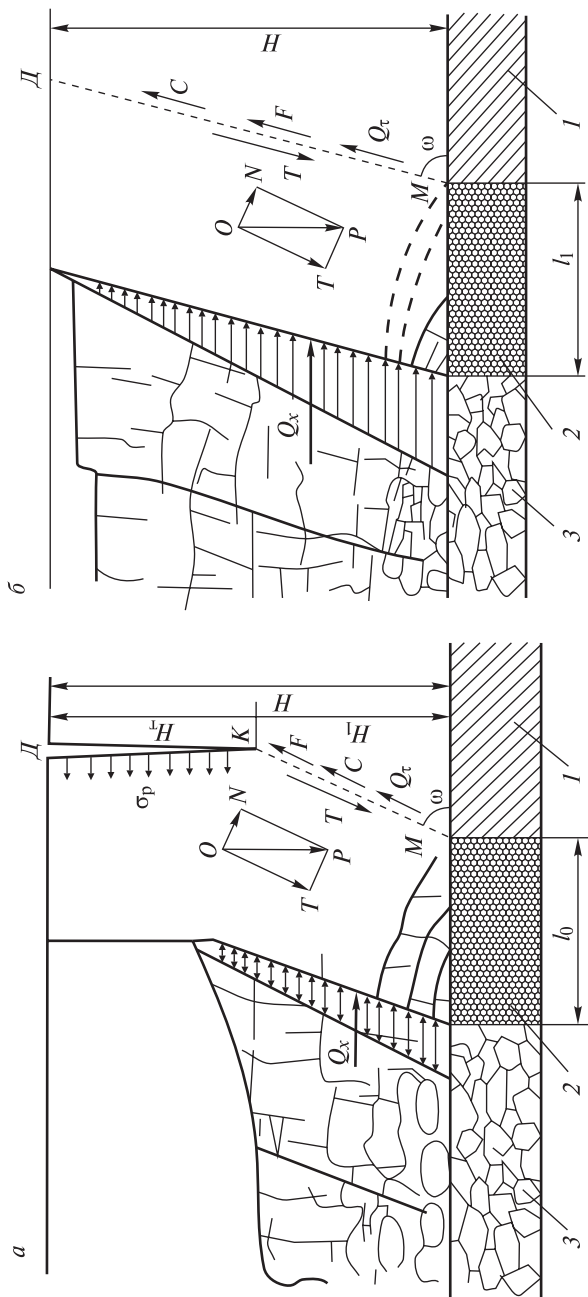


Рис. 9.6. Расчетные схемы для определения шага обрушения при недостаточном (а) и плотном (б) подпорах со стороны ранее обрушившихся пород:

1 — залежь полезного ископаемого; 2 — обрушенные породы в пределах шага обрушения (последний цикл обрушения); 3 — обрушенные породы предыдущих циклов обрушения

$$Q_x = 0,5(H - x)^2 \gamma' \operatorname{tg}^2(\pi/4 - \phi'/2), \quad (9.8)$$

где x — осадка обрушенных пород; γ' , ϕ' — соответственно удельный вес и угол внутреннего трения обрушенного материала.

$$x = m \frac{U}{1 - R} - H(K_{\text{раз}} - 1), \quad (9.9)$$

где m — мощность залежи полезного ископаемого; U , R — соответственно коэффициенты извлечения и разубоживания руды; $K_{\text{раз}}$ — коэффициент разрыхления, изменяется в пределах 1,03–1,10.

Таким образом, условие предельного равновесия консоли определяется уравнением:

$$P \sin \omega = P \cos \omega \operatorname{tg} \phi + c l + Q_x \sin \omega \operatorname{tg} \phi. \quad (9.10)$$

Как показывают данные маркшейдерских замеров и результаты моделирования на эквивалентных материалах, угол наклона линии скольжения ω изменяется в пределах 75–90°. В расчетах, когда $\omega > 60^\circ$, вполне допустимо криволинейную поверхность скольжения считать плоской.

Если растягивающие усилия, вызываемые весом консоли, в верхней части зависания не уравновешиваются силами подпора обрушенных пород, то ещё до посадки на поверхности образуются почти вертикальные трещины разрыва, создавая условия для дальнейшего сдвижения оторвавшейся части массива. Место раскрытия трещины на поверхности находится не над линией фронта очистных работ, а за ней, дальше к массиву (см. рис. 9.6, а).

Трещины разрыва, как свидетельствуют примеры обрушения пород на апатитовых рудниках и опыты на моделях, распространяются почти вертикально вглубь массива на расстояние до $(0,3 \div 0,5)H$.

По Г.Л. Фисенко глубина распространения вертикальных трещин

$$H_T = \frac{2c}{\gamma} \operatorname{tg} \delta, \quad (9.11)$$

где $\delta = \pi/4 + \phi/2$.

Тогда в равенстве (9.6) $l = H_1/\sin \omega = (H - H_T)/\sin \omega$.

Следовательно, при глубине разработки $H > H_T$, когда высота подпирающих пород $H_{\pi} \leq 0,5H$, процесс обрушения консоли можно разделить на периоды отрыва (трещинообразования) и сдвига. Действие сдвигающих сил будет пропорционально глубине разрывающих массив трещин.

Подставляя в уравнение (9.10) значение веса консоли $P = Hl_0\gamma$ и величину $Q_x = 0,5(H - x)^2 \gamma' \operatorname{tg}^2(\pi/4 - \varphi'/2)$ и разрешая его относительно l_0 , получим для случая незначительного отпора ранее обрушенных пород

$$l_0 = \frac{c(H - H_T) + 0,5(H - x)^2 \gamma' \operatorname{tg}^2(\pi/4 - \varphi'/2) \sin^2 \omega \operatorname{tg} \varphi}{\gamma H \sin \omega (\sin \omega - \cos \omega \operatorname{tg} \varphi)}. \quad (9.12)$$

При плотном прилегании обрушившихся ранее пород к массиву возникают препятствия образованию опережающих трещин на земной поверхности, что способствует плавному сползанию консоли сплошным монолитом почти без разрыхления. Таким образом, с увеличением влияния подпора, а также с переходом на большие глубины, обрушение происходит в результате сдвига с последующим разрывом поверхности.

В этом случае величина l_0 из уравнения (9.10) будет выражаться

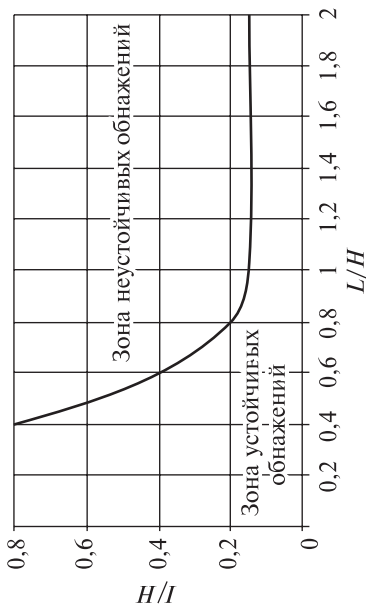
$$l_0 = \frac{cH + 0,5(H - x)^2 \gamma' \operatorname{tg}^2(\pi/4 - \varphi'/2) \sin^2 \omega \operatorname{tg} \varphi}{\gamma H \sin \omega (\sin \omega - \cos \omega \operatorname{tg} \varphi)}. \quad (9.13)$$

Из формул (9.12) и (9.13) следует, что шаг обрушения зависит от глубины ведения горных работ. Это объясняется возрастанием сил сцепления и подпора по поверхностям отрыва.

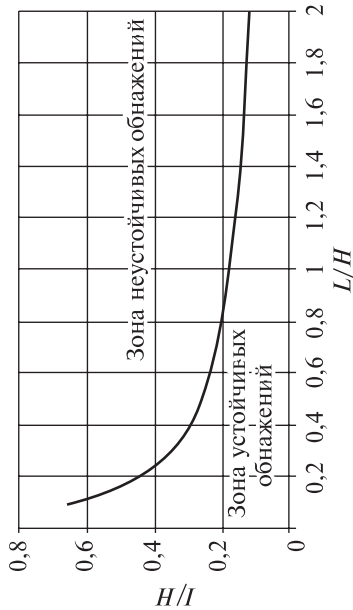
Во многих случаях параметры подработки (в том числе оптимальный шаг обрушения), обеспечивающие спокойное самообрушение вышележащих пород, определяются на основании специальных исследований или практического опыта проведения горных работ.

Например, критические параметры подработки для рудников ОАО «Апатит» до глубины залегания в 500 м и при отсутствии в покрывающих породах зон ослабления можно определить по 3 графикам на рис. 9.7.

а



б



в

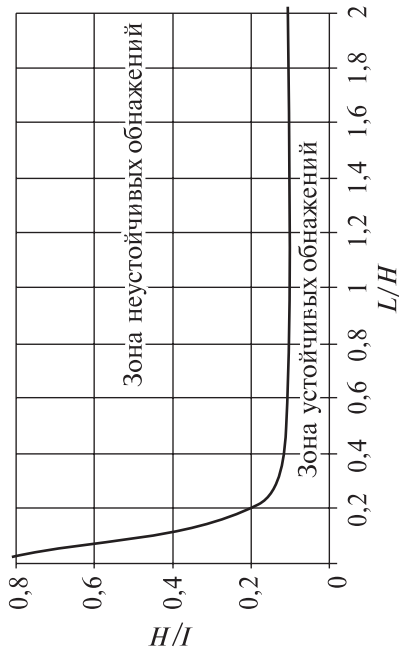


Рис. 9.7. Прогнозные кривые критических параметров подработки покрывающих пород на Юкспорском (а), Расвумчорском (б)¹ и Кировском (в)² рудниках ОАО «Апатит»

Примечание. 1 — Козырев А.А., Демидов Ю.В., Мальцев В.А., Енютин А.Н., Аминов В.Н., Семенова И.Э., Доставалов Р.Н. Указания по управлению обрушением покрывающих пород, охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разрабоек на рудниках открытого акционерного общества «Апатит». КНЦ Горный институт, ОАО «Апатит». — Апатиты, 2002. — 51 с.

2 — Козырев А.А., Семенова И.Э., Аветисян И.М. Исследование изменений характера обрушений подработанной толщи с увеличением глубины горных работ на Кукисвумчорском месторождении ОАО «Апатит» // ГИАБ. — 2011. — № 5.

При крутом падении рудных залежей в процесс обрушения вовлекаются и породы лежачего бока, которые сползают в виде малораздробленных «призм» с некоторой задержкой от обрушения пород висячего бока (рис. 9.8).

В зависимости от устойчивости пород эта задержка может быть на один — два этажа. Над выработанным пространством

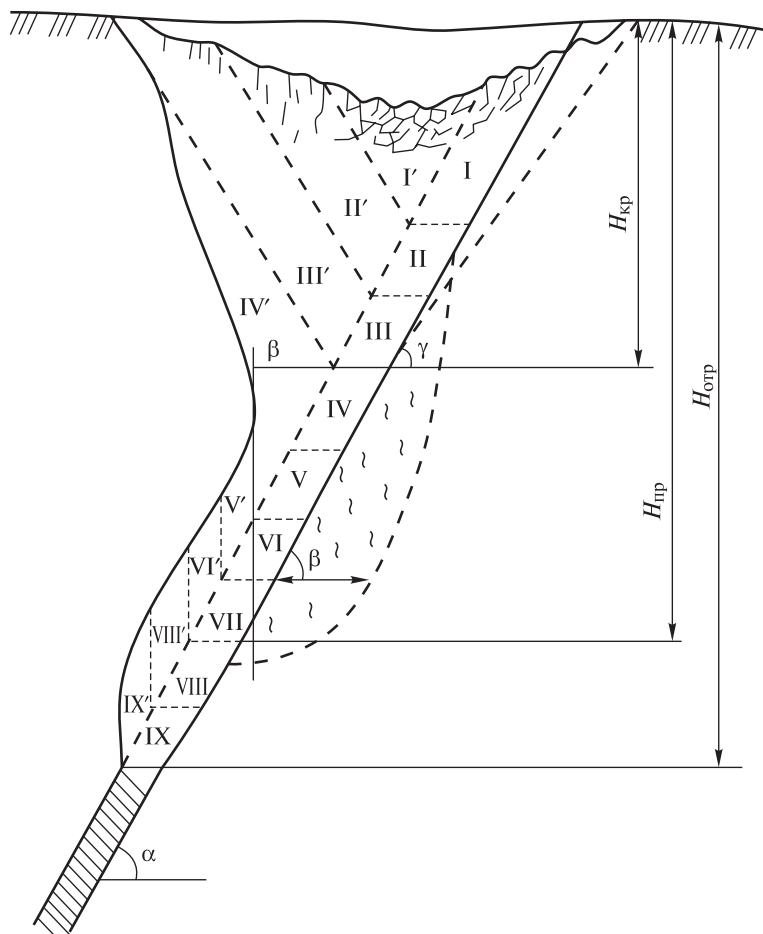


Рис. 9.8. Закономерности обрушения пород при отработке рудных тел крутого падения (в условиях Криворожского железорудного месторождения):

I, II, ..., IX — стадии отработки залежи; I', II', ..., IX' — стадии обрушения пород;
 $H_{кр}$, $H_{пр}$ и $H_{отр}$ — соответственно глубина критическая, предельная и отработки;
 B — ширина зоны смятия; α — угол падения залежи; β , γ — углы сдвижения

появляется зона обрушения с трещинами и разрывами, терра-сообразными уступами по периферии. Наиболее глубокая часть мульды сдвижения или зоны обрушения при крутых углах падения рудного тела располагается ближе к лежащему боку залежи. При значительной мощности залежей сползающие породные призмы и обрушающиеся породы являются причиной высокого давления на междуэтажные и междуканальные целики, лежащий бок залежи и рудный массив.

В лежащем боку залежи может появляться зона смятия пород, в пределах которой выработки становятся крайне неустойчивыми, требуют усиленной крепи, больших затрат на ремонт и поддержание. Развитие зоны смятия может обуславливаться также действием горизонтальных сил бокового распора, направленных в сторону выработанного пространства.

Практика отработки Криворожских железорудных залежей показала, что величина зоны смятия возрастает с увеличением глубины работ и максимальна на глубине, при которой на лежащий бок и рудный массив приходится полный вес обрушенных пород (до земной поверхности).

Начиная с определенной глубины (500–600 м и более), называемой критической, в результате перепуска и уплотнения обрушающихся пород сдвижения поверхности замедляются, образование зон обрушения прекращается, уменьшается трещинообразование, появляются плавные оседания. Ниже критической глубины происходят лишь сводообразные обрушения подрабатываемых пород, которые локализуются, не достигая поверхности.

9.6. ВЗАИМОСВЯЗЬ ПРОЦЕССОВ ОБРУШЕНИЯ ПОРОД С ОПОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

Опорное давление — термин, отражающий степень напряженности массива пород в окрестностях очистных выработок и представляющий собой концентрацию напряжений вокруг выработанного пространства.

Действие опорного давления на прилегающий рудный массив характеризуется:

- коэффициентом концентрации опорного давления $K_0 = \sigma_d / (\gamma H)$ (где σ_d — действующее напряжение);

- шириной зоны опорного давления, т.е. расстоянием от кромки очистного забоя до точки в глубине массива, где действующие напряжения отличаются от естественных напряжений в ненарушенном массиве на 5–7%;
- максимальной величиной опорного давления и зоной его действия;
- характером деформаций пород в зоне опорного давления.

Характер распределения опорного давления и динамика его изменения находятся в тесной взаимосвязи с состоянием располагающегося вокруг выработанного пространства массива горных пород. Эта взаимосвязь имеет особенно большое значение при применении систем с обрушением, когда в местах заделок консолей зависающих пород могут возникать зоны весьма высоких напряжений, в результате которых раздавливается прилегающий массив пород, разрушаются подготовительные и нарезные выработки, могут возникать динамические проявления горного давления.

Для снижения опорного давления, обеспечения безопасной и эффективной отработки необходимо постоянное и планомерное обрушение подрабатываемых пород по мере подвигания фронта очистных работ.

В результате исследований механизма опорного давления и его взаимосвязи с состоянием окружающих пород, как в нашей стране, так и за рубежом было установлено, что в прочных породах максимум опорного давления приходится на участки, близко прилегающие к очистному забою, а в породах, склонных к пластическим деформациям — он удален в глубь массива. При этом зона распространения опорного давления во втором случае занимает большую площадь, чем в первом.

В реальных условиях максимум опорного давления в прочных породах обычно располагается на расстоянии 1,0–1,5 м от груди забоя, а в пластичных — более 2,0–2,5 м. В краевой части массива различают зоны пониженных I, повышенных II и первоначальных III напряжений (рис. 9.9).

Как показали результаты опытов на моделях, опорное давление возрастает с увеличением пролета выработанного пространства и задержкой обрушения пород (рис. 9.10).

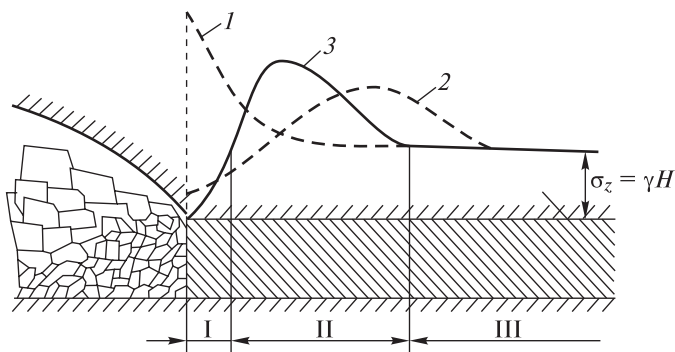


Рис. 9.9. Эпюры напряжений опорного давления в массиве, прилегающем к выработанному пространству:

1, 2 — теоретическое распределение напряжений соответственно при идеально упругих и идеально пластических свойствах пород; 3 — практическое распределение напряжений в массиве пород

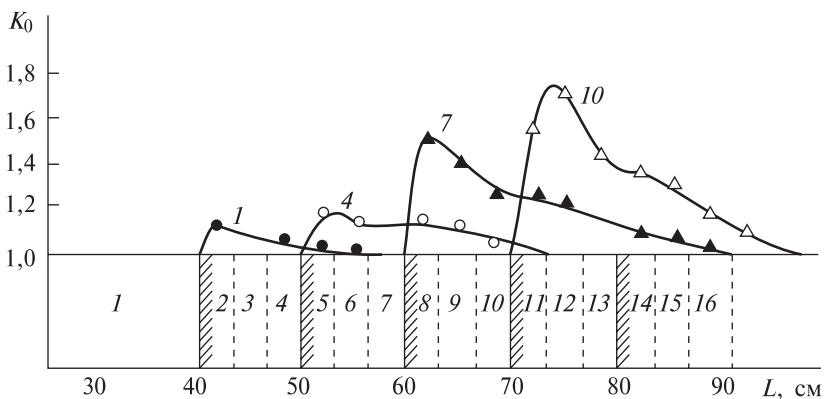


Рис. 9.10. Нарастание коэффициентов концентрации опорного давления K_0 при постепенном увеличении пролета подработки L и задержке обрушения пород (по данным моделирования):

1, 2, 3, ..., 16 — стадии отработки и соответствующие им эпюры опорного давления

Максимум опорного давления при достижении предельного пролета подработки (перед обрушением пород) может увеличиваться до $(3\div 5) \gamma H$. На рис. 9.11 показано изменение коэффициента опорного давления и зона распределения повышенных напряжений в различные периоды отработки.

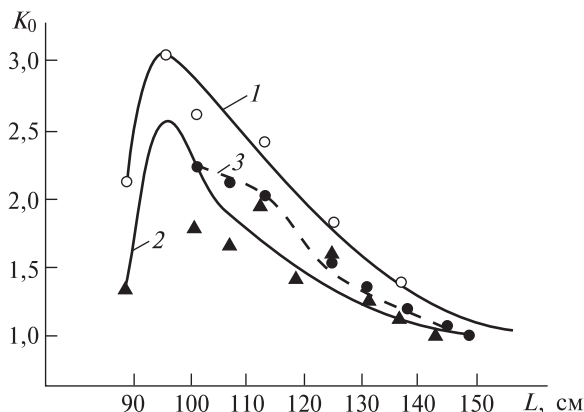


Рис. 9.11. Изменение коэффициента опорного давления в различные периоды отработки (по данным моделирования):

1 — до обрушения пород; 2 — после сводообразного обрушения пород; 3 — после образования провала на поверхности

Кривая 1 показывает характер опорного давления в период до обрушения пород. После сводообразного обрушения происходит снижение максимума опорного давления на краевую зону массива (кривая 2). Напряжения, развивающиеся в подработанной толще пород, вызывают провал поверхности, в результате которого образующиеся консольные зависания являются причиной опережающего деформирования краевой части массива. Эта стадия развития опорного давления иллюстрируется кривой 3, при этом сглаживается максимум и уменьшается ширина зоны опорного давления. Опорное давление снижается до значения γH после полного обрушения консолей (стадии В, Г, см. рис. 9.4).

Исследования показывают, что максимум опорного давления зависит от шага обрушения консольных зависаний l_0 и глубины работ H (рис. 9.12). Также замечается снижение темпа роста коэффициента опорного давления с глубиной работ.

Таким образом, для сохранения устойчивости массива окружающих пород и обеспечения безопасных условий труда необходимо, чтобы интенсивность очистной выемки соответствовала скорости деформирования пород и темпу формирования зоны деформаций на фронте очистной выемки.

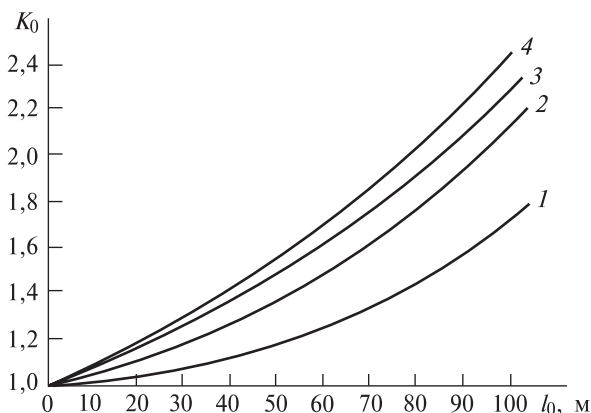


Рис. 9.12. Зависимость коэффициента опорного давления K_0 от шага обрушения консоли l_0 при различной глубине разработки H :

1 — $H = 125$ м; 2 — $H = 250$ м; 3 — $H = 375$ м; 4 — $H = 450$ м

При этом основная цель управления геомеханическими процессами заключается в выборе таких параметров обрабатываемых блоков руды, чтобы обрушение зависающих пород наступало прежде, чем появляются опасные деформации в окружающем массиве пород.

9.7. МЕТОДЫ СНИЖЕНИЯ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ЕГО ВРЕДНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

Ввиду того, что опорное давление может быть причиной возникновения высоких напряжений в краевой зоне массива и его деформаций при разработке месторождений системами с обрушением пород разработаны и рекомендуется применять следующие мероприятия по снижению и предотвращению вредного воздействия опорного давления на очистные блоки:

- управление процессами обрушения пород, т.е. создание благоприятных условий для своевременного самообрушения пород и предотвращения опасных зависаний;
- соответствие параметров обрабатываемых блоков шагу обрушения пород;
- принудительная посадка труднообрушаемых пород;
- опережающая выемка верхних частей блоков или надработка перенапряженных участков месторождения;

- применение податливых целиков и разгружающих выработок в зонах опорного давления;
- применение одностадийной отработки блоков вместо двухстадийной;
- строгое соблюдение интенсивности работ и порядка отработки месторождения (шахтного поля, участка, блока).

Некоторые из этих мероприятий рассмотрим детально.

Управление обрушением пород. Чтобы обеспечить самообрушение пород вслед за подвиганием очистных работ, необходимо иметь достаточную протяженность фронта очистных работ в виде сплошной линии без оставления целиков. При этом запрещается выборочная выемка блоков. Все эти условия должны быть предусмотрены проектом и строго соблюдаться на практике.

Основанием для установления параметров отработки, достаточных для самообрушения пород, являются специальные исследования в производственных и лабораторных условиях.

Выбор направления фронта очистных работ необходимо производить в соответствии с ориентацией основных систем структурных неоднородностей, в частности, с ориентацией основных систем естественных трещин. Если линия фронта очистных работ совпадает с простиранием основных трещин, то при усилении опорного давления отдельные блоки руды будут сползать в сторону выработанного пространства. Поэтому рекомендуется направление линии фронта работ принимать под прямыми или крутыми углами к основной системе трещин, разделяющих массив руды.

Для предотвращения опасных деформаций трещиноватого массива при возрастании опорного давления необходимо параметры вынимаемых блоков руды принимать такими, чтобы подготовка и отбойка блоков завершались раньше появления в них опасных деформаций.

Многолетняя практика разработки рудных месторождений системами с обрушением показывает, что наиболее безопасна и эффективна выемка сплошным фронтом от середины месторождения (шахтного поля, этажа) к флангам. Прямолинейный (или уступный) фронт очистных работ должен быть ориентирован в соответствии с линией обрушения налегающих пород.

Если самообрушение пород задерживается и возникает угроза внезапной посадки пород, то для создания предохранительной «подушки» между работающими блоками и зависающими породами необходима принудительная посадка пород объемом, обеспечивающим дальнейшую безопасную выемку. Обычно, когда отрабатываются пологие или наклонные залежи, налегающие породы подрываются на высоту, равную или превышающую мощность залежи (рис. 9.13).

При разработке крутопадающих месторождений подрывается висячий бок или междуэтажный целик для перепуска обрушенных пород с верхних этажей.

Принудительная посадка пород обеспечивает снижение опорного давления на 10–15%. Практика показывает, что уменьшение величины опорного давления при принудительной посадке пород обратно пропорционально глубине работ, в то же время затраты на осуществление принудительной посадки возрастают. Поэтому более радикальной мерой, обеспечивающей снижение опорного давления, является выбор параметров отрабатываемых блоков, обеспечивающих самообрушение пород.

Если налегающая толща представлена устойчивыми породами, то развитие естественного самообрушения затрудняется

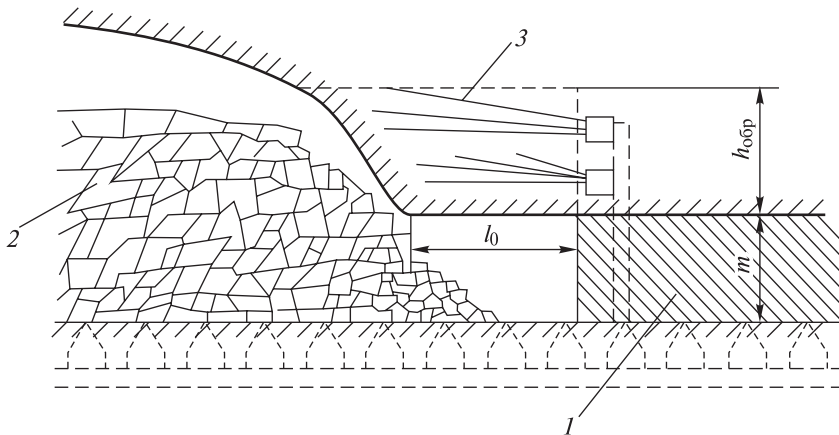


Рис. 9.13. Схема принудительной посадки пород глубокими скважинами:
 1 — залежь полезного ископаемого; 2 — обрушенные породы; 3 — глубокая скважина

и поэтому возможны опасные зависания подрабатываемого массива. В этом случае принудительное обрушение кровли малоэффективно, так как и после него самообрушения пород до поверхности может не происходить. Образующиеся зависания и накопление незаполненных пустот представляют большую угрозу внезапной посадки. В этом случае рекомендуется метод управляемого самообрушения пород, основной принцип которого заключается в следующем.

В процессе отработки месторождения породы всяческого бока поддерживаются целиками, имеющими значительный запас прочности. При достижении предельных пролетов и площадей подработки целики одновременно взрываются и вышележащие породы самообрушаются до поверхности. Затем отработка подвигается от обрушенного пространства.

Если фронт работ имеет достаточную протяженность (обычно не менее 150–300 м), то управляемое обрушение консолей продолжается с определенным шагом. Величина опорного давления на массив руды до момента обрушения консоли повышается до $(1,5 \div 2) \gamma H$ и снижается после обрушения консоли до первоначального значения.

Надработка напряженных участков массива руды. Сущность этого метода заключается в отрезке напряженных участков массива пород с целью снижения опорного давления. Для этого применяются:

- первоочередная выемка верхних подэтажей в блоке,
- проходка специальных разгружающих (защитных) или отсечных выработок со стороны всячего бока,
- первоочередная отработка вышележащих залежей (пластов, жил).

В результате этого происходит разгрузка массива залежей, предназначенных для очистной выемки.

Влияние опережающей выемки верхнего подэтажа на напряженное состояние расположенного ниже массива руды при системе этажного принудительного обрушения с одностадийной выемкой показано на рис. 9.14).

Вследствие зависания консолей вышележащих пород массив руды в блоке может подвергаться воздействию высокого

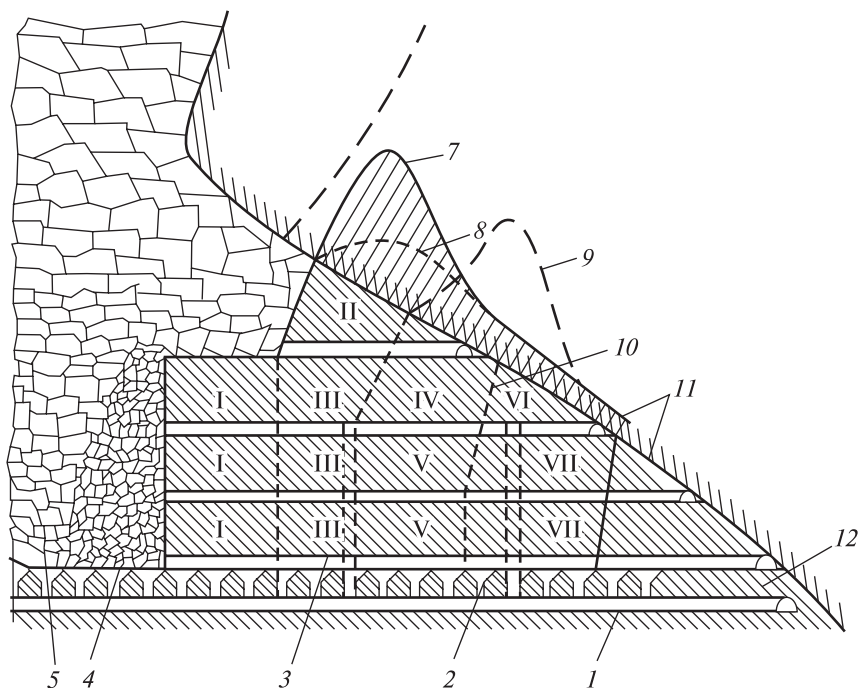


Рис. 9.14. Схема опережающей отбойки подэтажей при системе этажного принудительного обрушения:

1 — откаточный орт; 2 — выпускная воронка; 3 — подсечная выработка; 4 — отбитая руда; 5 — обрушенные породы; 6 — линия сдвига породы консоли; 7 — эпюра опорного давления до обрушения консоли; 8 — то же после обрушения консоли; 9 — то же после образования зависания пород; 10 — линия отбойки руды; 11 — подэтажные выработки; 12 — массив руды; I–VII — очередность отбойки подэтажей

опорного давления (особенно при увеличении глубины работ). В результате этого деформируются буровые и выпускные выработки, смещаются пробуренные взрывные скважины.

Чтобы предотвратить или снизить вредные проявления опорного давления, рекомендуется до выемки основной части секций в блоке (части I, III, V, VII) производить опережающую отбойку верхних подэтажей (II, IV, VI). Это приводит к разгрузке секций и перемещению максимума опорного давления на нетронутый массив. При зависании консолей, как правило, происходит опережающее деформирование верхней части рудного массива,

поэтому целесообразно линию забоя в блоке по высоте делать ступенчатой или наклонной в сторону всячего бока.

Другим примером надработки при системе этажного принудительного обрушения является применение опережающего взрывания блоков руды на всю высоту до проведения основной части нарезных выработок в днище блока (скреперных штреков, воронок, траншей и др.).

В практике встречается также предварительная отсечка от вмещающих пород верхней части перенапряженных блоков руды или оставленных ранее целиков для их разгрузки и последующей выемки.

Применение одностадийной выемки. При системах с обрушением очистные блоки могут обрабатываться в одну или две стадии.

При двухстадийной выемке сначала в блоках вынимаются компенсационные камеры, на которые затем взрываются оставшиеся части блоков (целики), при одностадийной — руда отбивается на «зажатую среду» (т.е. на ранее отбитую руду или обрушенные породы) без предварительного образования компенсационных камер.

Максимум опорного давления при одностадийной выемке приходится на призабойный массив (рис. 9.15, положение 1) при двухстадийной — на оставляемые временные целики (рис. 9.16, положения 2, 3). При этом величина опорного давления на целики (особенно при сохранении целиками жесткости) в 1,5–2,0 раза выше, чем на массив (рис. 9.16, положение 3)¹.

Исследования на моделях из эквивалентных материалов показали, что в принципе при одинаковых соотношениях размеров выработанного пространства и глубины проведения горных работ L/H коэффициент опорного давления K_0 ниже при одностадийной выемке. Поэтому одностадийную выемку целесообразнее применять при более слабых породах. При прочных нетрещиноватых породах, когда целики сохраняют свою устойчивость, более предпочтительна двухстадийная выемка.

¹ См.: *Казикаев Д.М.* Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. — М.: Недра, 1981. — С. 207–219.

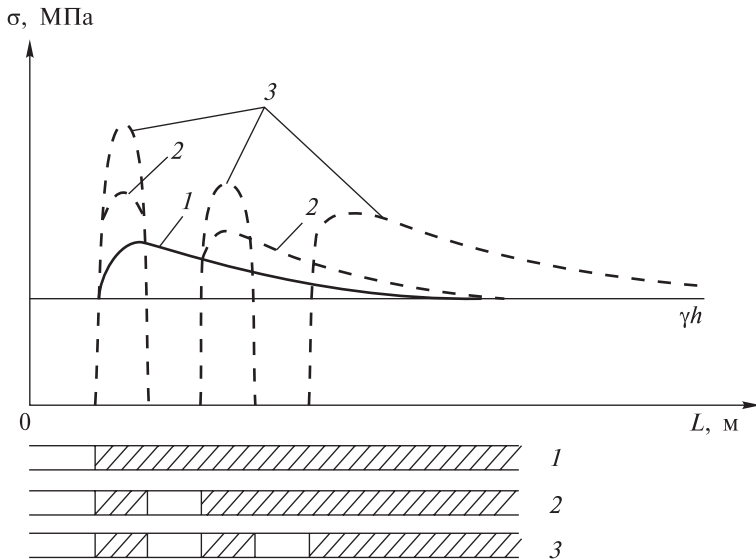


Рис. 9.15. Распределение опорного давления:

1 — при одностадийной выемке; 2 и 3 — при двухстадийной выемке соответственно с одной и двумя компенсационными камерами; σ — напряжения, действующие на целик и массив

Однако на больших глубинах или при высокой степени естественной напряжённости массива пород при двухстадийной выемке, когда возможно перенапряжение целиков, которое может быть причиной горных ударов, необходимо переходить на одностадийную выемку. При этом для снижения коэффициентов концентрации напряжений при отработке блоков целесообразно выдерживать сплошной фронт работ с минимальными размерами уступов по линии фронта.

Вообще, если предполагать, что естественное напряжённое состояние массива пород обусловлено только гравитационным полем напряжений, величина коэффициента опорного давления K_0 будет зависеть от соотношения пролета выработанного пространства L и глубины разработки H , и его можно определить по формуле:

$$K_0 = \lambda (L/H)^2 + 1, \quad (9.14)$$

где λ — коэффициент, зависящий от условий разработки (находится экспериментально).

Принимая во внимание, что $K_0 = \sigma_Z/(\gamma H)$, можно из формулы (9.14) определить максимальное значение действующего напряжения σ_Z в зоне опорного давления до выхода обрушения на поверхность:

$$\sigma_Z = \lambda \gamma H [(L/H)^2 + 1]. \quad (9.15)$$

После обрушения поверхности при установившемся движении пород с шагом l_0 значение максимальных напряжений σ_Z будет:

при одностадийной выемке

$$\sigma'_Z = \gamma H [\lambda (l_0/H)^2 + 1]; \quad (9.16)$$

в целиках при двухстадийной выемке

$$\sigma''_Z = K_{ст} \gamma H [\lambda (l_0/H)^2 + 1], \quad (9.17)$$

где $K_{ст}$ — коэффициент, зависящий от числа временно оставляемых в блоке целиков, при одном целике $K_{ст} = 1,15 \div 1,20$, при двух $K_{ст} = 1,3 \div 1,4$.

Если $[\sigma_{сжм}] > \sigma'_Z$ и $[\sigma_{сжц}] > \sigma''_Z$ (здесь $[\sigma_{сжм}]$, $[\sigma_{сжц}]$ соответственно пределы прочности пород на сжатие в массиве и целике), то успешно могут применяться как одностадийная, так и двухстадийная выемка. При $[\sigma_{сжм}] > \sigma'_Z$ и $[\sigma_{сжц}] < \sigma''_Z$ необходимо применять только одностадийную выемку.

Преобразуя формулу (9.17), можно найти предельную глубину применения двухстадийной выемки:

$$H_{п} = \frac{\xi \sigma''_Z}{K_{ст} \gamma (\xi \beta^2 + 1)}, \quad (9.18)$$

где ξ — коэффициент ползучести пород $\xi = 0,5 \div 0,7$; $\beta = l_0/H$, изменяется от 0,1 до 0,3 (большие значения характерны для меньших глубин).

Создание искусственной податливости пород. Данный способ имеет целью придавать упруго деформируемым породам массива пластические свойства. Если оставляемым при разработке месторождений целикам придавать искусственную податливость, то система «целик—вмещающие породы» будет работать совместно, и при увеличении нагрузок, когда происходит сближение кровли

и почвы очистного пространства, можно предотвратить разрушение целиков и обрушение кровли. Для этого необходимо, чтобы совместная работа вышеуказанной системы происходила в области допустимых деформаций.

С этой целью подбирают оптимальные параметры оставляемых целиков.

Например, при отработке пологих калийных пластов Старобинского месторождения системой длинными столбами с обрушением для предотвращения опасного трещинообразования водоупорной глинистой толщи вмещающих пород применяется плавная посадка вышележащих пород (рис. 9.16).

С этой целью оставляются податливые целики шириной 3 м; при этом шаг обрушения непосредственной кровли составляет 9 м. Образующиеся трещины в основной кровле затухают ниже границы водоупорной толщи, и поступление воды с верхних горизонтов в подземные выработки предотвращается.

Необходимая податливость целиков может быть обеспечена бурением скважин в породах почвы под целиками или разбуриванием (без взрывания) массива целиков параллельными скважинами с оставлением между ними промежутков пород (шириной 5–7 см). Затем в целиках пропиливают горизонтальные

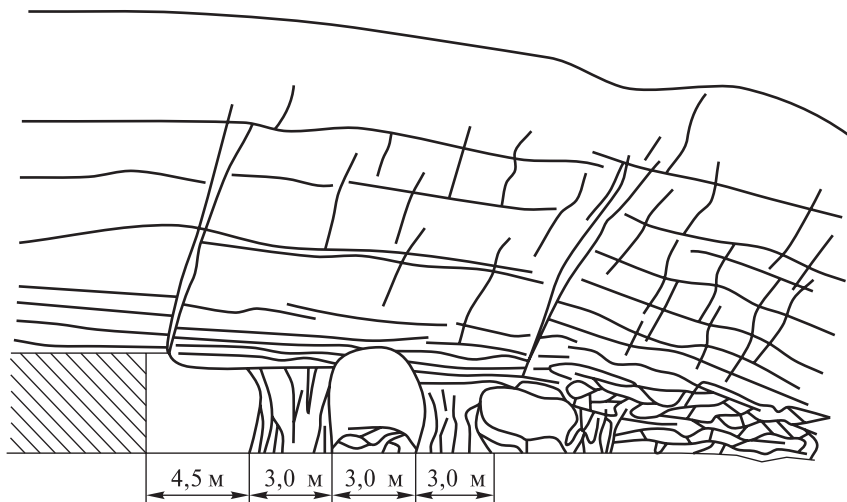


Рис. 9.16. Управление обрушением пород при податливых целиках

щели; вынимают верхнюю часть целика (толщиной 0,7–1,0 м) и закладывают ее низкомодульным материалом.

Для сохранности выработок (конвейерных, транспортных, вентиляционных), расположенных в панельных целиках и подверженных воздействию значительного опорного давления, параллельно проводят специальные разгружающие штреки, вокруг которых образуют зону податливости. С этой целью из разгружающих выработок буровзрывным способом или врубовой машиной проходят щели податливости на глубину 0,8–1,8 м в кровли, почве и боках в зависимости от предполагаемой зоны формирования пластических деформаций (рис. 9.17).

Разгружающие штреки проводят раньше охраняемых выработок на расстоянии 2,5–3,0 м от них и располагают несколько выше (на 0,8 м) уровня почвы этих выработок.

При увеличении опорного давления разгрузочные щели начинают смыкаться. Для более плавного смыкания в них рекомен-

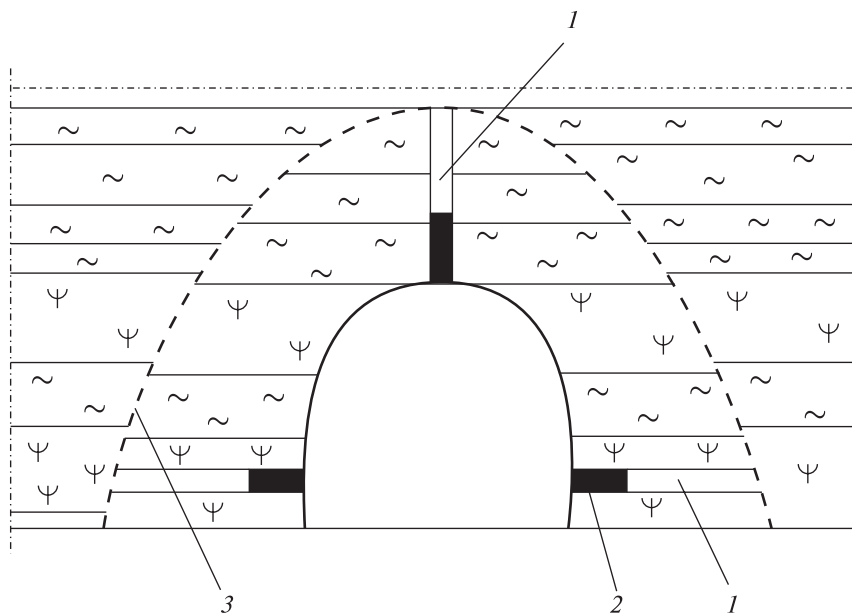


Рис. 9.17. Поперечное сечение разгружающего штрека, пройденного в слабых породах:

1 — щели податливости; 2 — низкомодульный материал; 3 — контур зоны податливости пород

дуется вкладывать низкоомодульный материал (отрезки дерева или полиуретана). Практика показала, что приконтурный массив горных пород в результате пластического деформирования не разрушается. Если необходимо продлить срок службы выработки, то возможно дополнительное образование щелей с учетом последующего уменьшения площади сечения выработки.

Практически разгружающие щели можно делать в любых выработках, пройденных в слабых породах и подлежащих охране при воздействии на них опорного давления.

9.8. РАСЧЁТ ТОЛЩИНЫ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОЙ ПОДУШКИ ДЛЯ ЗАЩИТЫ ВЫРАБОТОК ОТ ДИНАМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ОБРУШАЮЩИХСЯ ПОРОД И ВОЗДУШНЫХ УДАРОВ

При отработке наклонных пластов или рудных тел обрушающиеся породы висячего бока заполняют выработанное пространство, образуя навал высотой h с углом откоса φ , который называется углом затекания (рис. 9.18).

Если угол падения залежи меньше угла затекания φ , то под висячим боком накапливаются пустоты (S на рис. 9.19), представляющие опасность внезапного обрушения покрывающих пород. Во избежание динамических воздействий от обрушающихся пород, а также для предотвращения воздушных ударов, в соответствии с требованиями правил безопасности при применении систем разработки с массовым обрушением, действующие выработки в отработываемом этаже или подэтаже не должны иметь прямого контакта с незаполненным выработанным пространством, они должны быть защищены предохранительной подушкой из раздробленной горной массы.

Наибольшую опасность представляют воздушные удары, поэтому параметры предохранительных подушек, в первую очередь, рассчитывают именно на этот фактор. При этом практика показывает, что предохранительная подушка, рассчитанная по фактору воздушного удара, надёжно защищает и от динамических воздействий от падающих пород.

Воздушный удар обусловливается быстрым вытеснением воздуха при внезапном обрушении зависших пород и рас-

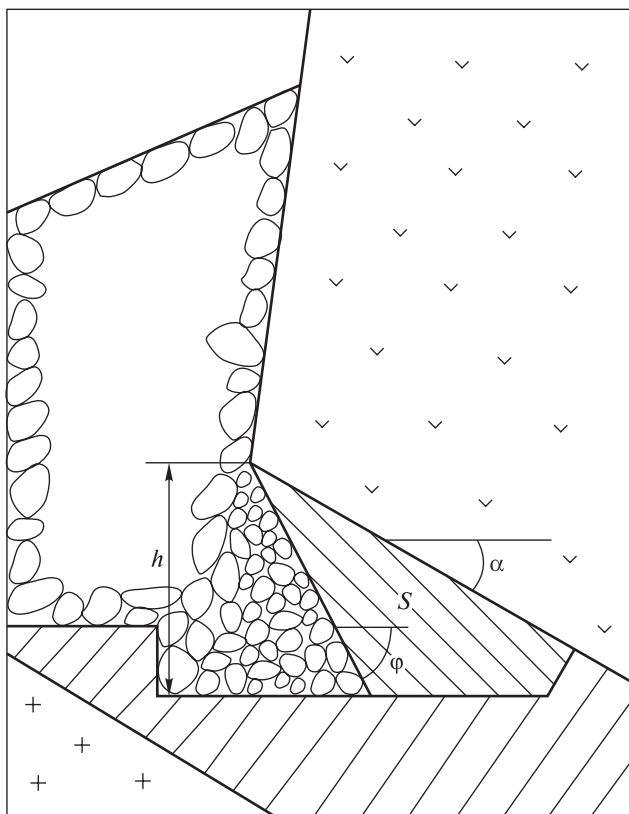


Рис. 9.18. Обрушение пород висячего бока при отработке наклонных месторождений:

α — угол падения висячего контакта рудной залежи; φ — угол затекания обрушенных пород; S — площадь, не заполняемая обрушенными породами

пространением воздуха по сравнительно узким нарезным и подготовительным выработкам блока. Сила травмирующего воздействия воздушного удара определяется двумя факторами: величиной избыточного давления воздуха на фронте волны и скоростью воздушного потока.

При давлении на фронте ударной волны 0,2–0,9 атмосферы человек получает лёгкую контузию, при 0,35–1,05 атм — повреждение ушных перепонки. Отсюда максимальное допустимое давление на фронте ударной волны принимается равным 0,2 атм (20 кПа).

При скорости больше 25–35 м/с воздух срывает человека с места, отсюда максимальная допустимая скорость движения воздуха по выработкам принята 15 м/с.

Предохранительная подушка может быть образована тремя способами:

- за счёт заполнения выработанного пространства обрушенными породами;
- за счёт временного оставления в выработанном пространстве части отбитого полезного ископаемого (при недостаточном затекании ранее обрушенных пород);
- принудительным обрушением пород всяческого бока на определённую высоту.

Способ образования предохранительной подушки и её толщина выбираются в зависимости от принятой под всячим боком системы разработки.

Производство каждого массового взрыва в очистных блоках выполняется в соответствии со специальным проектом, в котором должны быть предусмотрены:

- характеристика и степень заполнения выработанного пространства обрушенными породами;
- оценка устойчивости обнажения покрывающих пород;
- выбор типа предохранительной подушки (рудной или породной) по условию экономически допустимого интервала времени между созданием рудной подушки и её доизвлечением (в условиях ОАО «Апатит» этот интервал оценивается в 4,5 года);
- расчёт необходимой толщины предохранительной подушки;
- выбор схемы и параметров частичного принудительного обрушения пород для создания предохранительной подушки необходимой толщины на момент прекращения выпуска руды.

Минимально необходимая толщина предохранительной подушки может быть определена из выражения¹:

для рудной подушки:

$$h_{\text{рп. min}} = \frac{K}{K + 1} H_{\text{вп}} ; \quad (9.19)$$

¹ *Именитов Н.Р., Абрамов В.Ф., Попов В.В.* Локализация пустот при подземной добыче руды. — М.: Недрa, 1983. — 190 с.

для породной подушки:

$$h_{\text{пп. min}} = \frac{K}{1 + 0,25K} H_{\text{вп}}, \quad (9.20)$$

где $H_{\text{вп}}$ — высота выработанного пространства.

Обобщённый коэффициент K представляет собой произведение нескольких коэффициентов:

$$K = K_1 K_2 K_3 K_4 K_5, \quad (9.21)$$

где K_1 , K_2 , K_3 — коэффициенты, учитывающие аэродинамическое сопротивление, соответственно, рудной (породной) подушки, обрушающихся пород и рудовыпускных выработок; K_4 — коэффициент, учитывающий степень изолированности подземной пустоты; K_5 — коэффициент, учитывающий прочие факторы (неравномерность толщины подушки и среднего диаметра куса слагающих её пород и т.п.) и резерв.

Численные значения коэффициента K_1 определяются из выражения:

$$K_1 = 3 \cdot \sqrt[3]{(0,01 + 0,003f)d_{\text{ср}}}, \quad (9.22)$$

где f — коэффициент крепости породы (по шкале М.М. Протодьяконова), обрушенной для образования подушки; $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр кусков пород, слагающих подушку, м; (для рудников ОАО «Апатит» средний диаметр куса отбитой руды принимается $d_{\text{ср}}^{\text{р}} = 0,35-0,40$ м; породы — $d_{\text{ср}}^{\text{п}} = 0,8-1,0$ м).

Значение коэффициента K_2 , учитывающего аэродинамическое сопротивление обрушающихся пород, зависит от характера обрушения и состояния выработанного пространства. При самообрушениях свода над выработанным пространством $K_2 = 0,4$; в случае полного самообрушения основных пород с мгновенным выходом на поверхность $K_2 = 0,9-1,0$.

Коэффициент K_3 , учитывающий аэродинамическое сопротивление рудовыпускных выработок, определяется из выражения:

$$K_3 = 0,01 \left(\frac{S_{\text{секц}}}{nS_{\text{в}}} \right)^a + 1, \quad (9.23)$$

где $S_{\text{секц}}$ — площадь отбитой секции, подлежащая защите от воздушного удара, м²; n — число выпускных отверстий по

площади сечения; S_B — площадь выпускного отверстия, m^2 ; a — показатель степени, учитывающий характер обрушения: $a = 1$ при самообрушении свода и $a = 1,7-2,0$ в случае полного самообрушения.

Коэффициент K_4 , учитывающий степень изолированности выработанного пространства, принимают равным $0,8-1,0$ (меньшее значение K_4 соответствует сбойке с пустотой у основания, а большее у кровли выработанного пространства).

Коэффициент K_5 , учитывающий прочие факторы (неравномерность толщины и кусковатости пород подушки), принимают равным $1,2-1,4$ (большее значение соответствует значительной неравномерности толщины и кусковатости пород подушки).

Величина подработки покрывающих пород вкrest простирания $l_{п.доп}$, при которой ещё может обеспечиваться создание предохранительной подушки за счёт затекания ранее обрушенных пород (рис. 9.19) определяется по формуле:

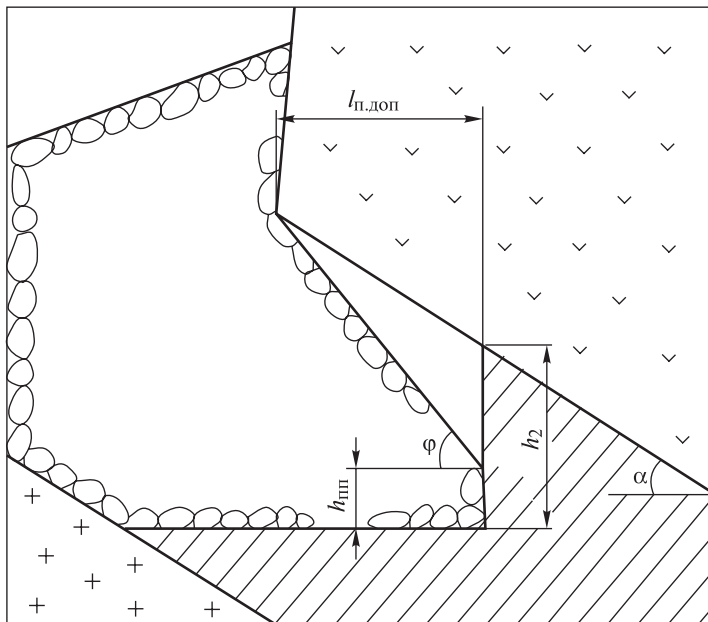


Рис. 9.19. Расчётная схема к определению толщины предохранительной подушки при затекании пород

$$l_{\text{п.доп}} = \frac{h_{\text{г}} - h_{\text{п.п.min}}}{\text{tg } \varphi - \text{tg } \alpha}, \quad (9.24)$$

где $h_{\text{г}}$ — высота выработанного пространства на границе отбойки; φ — угол затекания пород (для условий ОАО «Апатит» $\varphi = 50^\circ$); $h_{\text{п.п.min}}$ — минимальная высота породной подушки на момент окончания выпуска породы из секции; α — угол падения контакта рудного тела.

Если принимаемая проектом ширина фронта подработки вкрест простирания ($l_{\text{п}}$) меньше или равна $l_{\text{п.доп}}$, то затекание пород обеспечивает необходимую толщину предохранительной подушки и частичного принудительного обрушения не требуется.

При $l_{\text{п}} > l_{\text{п.доп}}$ необходимо принудительное обрушение части пород висячего бока одновременно с массовым взрывом в блоке. При этом необходимая высота обрушения пород $h_{\text{ч}}$ определяется:

$$h_{\text{ч}} = \frac{h_{\text{п.п.min}} - h_{\text{п.п}}^{\Phi}}{K_{\text{р}}}, \quad (9.25)$$

где $h_{\text{п.п}}^{\Phi}$ — фактическая толщина породной подушки на момент окончания выпуска породы из секции; $K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления покрывающих пород.

Принудительное частичное обрушение пород в проектах массовых взрывов предусматривается до тех пор, пока соотношения величин подработки вкрест простирания l и длины фронта работ по простиранию L не достигнут критических параметров, соответствующих полному самообрушению пород над выработанным пространством.

9.9. ПРЕДРАСЧЁТ ОБЪЁМОВ ОБРУШЕНИЯ

Предрасчет объемов и площади возможного развала подработанных пород висячего бока необходимо производить:

- на участках, где обрушение пород может угрожать безопасности работ на поверхности;
- для определения допустимых границ отбойки руды под висячим боком с точки зрения возможности размещения обрушающихся пород в выработанном пространстве.

рис. 9.21) проводится от существующей стенки обрушения на расстоянии, равном шагу обрушения l .

При этом от точки подпора В в сторону массива по горизонтали откладывается шаг обрушения l , в точке А под углом обрушения $\beta_{обр}$ проводится граница возможного обрушения АВ.

Предполагаемая зона обрушения поверхности должна быть ограждена от допуска в нее людей, как во время взрыва, так и после него, до окончательной посадки пород поверхности.

С целью уточнения параметров процессов сдвижения и обрушения покрывающих пород, методики прогнозирования объёмов обрушения, получения объективных данных о состоянии подрабатываемых пород и определения степени опасности от обрушенных пород необходимо организовывать и выполнять постоянные наблюдения и инструментальные съёмки обрушений.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ ПРИ ОТКРЫТОЙ
РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

10.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Открытые горные работы представляют собой самостоятельное технологическое направление ведения горных работ, обладающие определёнными преимуществами по сравнению с технологиями подземных разработок, и, в течение долгого времени развивающиеся практически независимо от них. В настоящее время глубина открытой разработки отдельных месторождений в нашей стране превысила 500 м. Строят и эксплуатируют карьеры, рассчитанные на большую глубину.

Необходимо отметить, что с точки зрения геомеханики нет больших различий в развитии геомеханических процессов как при строительстве и эксплуатации подземных предприятий, так и карьеров, и это позволяет применять единые методические подходы к обеспечению безопасности и решению геомеханических проблем при ведении горных работ открытыми и подземными способами. Единственной, но очень существенной особенностью массивов пород при открытых горных работах, является весьма высокая доля приповерхностных, большей частью слабых слоёв пород, часто представляющая собой грунтовые массивы. В грунтовых массивах из структурных неоднородностей может быть только слоистость, а напряжённое состояние обусловлено исключительно гравитационным полем.

В определённой степени это же относится и к массивам отвалов, которые тоже представляют собой фактически насыпные грунты искусственного происхождения.

Однако по мере увеличения глубины ведения горных работ доля грунтовых массивов уменьшается, отмеченные особенности

для карьеров теряют свою значимость и массивы пород, с геомеханической точки зрения, становятся всё более идентичными массивам, с которыми имеют дело горняки при строительстве подземных сооружений и горно-добывающих предприятий. Для отвалов же эти особенности остаются, и их приходится учитывать при решении геомеханических проблем.

Как и при подземной разработке, технологические параметры открытых горных работ в значительной мере определяются развитием геомеханических процессов (деформаций, сдвижений и разрушений горных пород) в массивах пород разрабатываемых месторождений. При этом основные проблемы геомеханики при ведении горных работ открытым способом заключаются в обеспечении устойчивости бортов карьеров и откосов отвалов.

Для обеспечения безопасности и эффективности открытых горных работ необходимо прогнозировать характер и механизм развития геомеханических процессов и надёжно рассчитывать устойчивые конструктивные параметры бортов (форму и углы откосов уступов, их высоту, параметры предохранительных и транспортных берм), а также определять оптимальные места расположения отвалов, углы их откосов, высоту и порядок отсыпки.

При этом борта карьеров и отвалы пород можно рассматривать как специфические инженерные сооружения, обладающие особыми свойствами с точки зрения геомеханики. В частности, разные уступы бортов карьеров имеют различный срок службы, наиболее продолжительные сроки характерны для самых верхних уступов, поставленных в конечное положение. Поскольку эти уступы часто располагаются в грунтовых массивах или ослабленных скальных породах, здесь наиболее широко распространённой формой потери их устойчивости являются оползни. В нижележащих уступах, если они располагаются в массивах прочных скальных пород, характерны отдельные вывалы пород.

Исходя из весьма длительных сроков эксплуатации бортов карьеров, особенно в части верхних уступов, борта карьеров с точки зрения развития геомеханических процессов практически аналогичны капитальным выработкам подземных сооружений,

а потому и методы обеспечения их устойчивости могут осуществляться аналогичными путями — либо регулированием (обычно снижением) действующих напряжений в приконтурном массиве, либо целенаправленным изменением свойств пород, слагающих уступы и борта.

Отмеченные особенности характерны и для отвалов пород, но здесь необходимо учитывать, что породы отвалов, в отличие от типичных грунтов, имеют существенные неоднородности фракционного состава.

Таким образом, управление геомеханическими процессами при открытых горных работах заключается *в обосновании оптимальных, с точки зрения безопасности и эффективности, конструкций бортов карьеров, определении углов откосов и высоты уступов, параметров предохранительных и транспортных берм, а также углов откосов и высоты отвалов.*

Учитывая указанные особенности развития геомеханических процессов при проведении открытых горных работ, рассмотрим вопросы управления геомеханическими процессами отдельно для условий карьеров в пределах небольших глубин и грунтовых массивов, а также для условий карьеров в массивах скальных прочных пород и для отвалов.

10.2. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ГРУНТОВЫХ МАССИВАХ И МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

В условиях приповерхностных массивов пород, представленных грунтами или ослабленными породами, потеря устойчивости уступов и бортов карьеров происходит чаще всего в виде оползневых явлений, когда грунтовые или породные массы как единое тело смещаются вниз по склону.

Все существующие расчетные методы оценки устойчивости бортов карьеров в подобных условиях условно можно разделить на две группы — строгие и приближенные. В расчетах по строгим методам используют математический аппарат механики сплошных сред. Однако в практике горного дела наибольшее

распространение получили приближенные методы, основанные на допущении, что сдвигение происходит по поверхностям определенной формы, по которым сдвигающие силы превышают удерживающие. Исходя из этого допущения, основное условие устойчивости горных пород в откосах может быть записано в виде:

$$\Sigma S_i > \Sigma T_i, \quad (10.1)$$

где ΣS_i — сумма сил, удерживающих откос от сдвига по наиболее слабой поверхности; ΣT_i — сумма сдвигающих сил по этой поверхности.

Отношение суммы удерживающих сил к сумме сдвигающих носит название *коэффициента запаса устойчивости* ($n = \Sigma S_i / \Sigma T_i$). 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 предельных поверхностей скольжения зависят от свойств пород, структурных неоднородностей и параметров откосов. Существенное влияние на устойчивость откосов оказывает также наличие водоносных горизонтов, водоемов, открытых и подземных водостоков в окрестностях карьера.

В отечественной практике форму поверхности скольжения для откосов, сложенных однородными породами, чаще всего принимают комбинированной¹ (рис. 10.1).

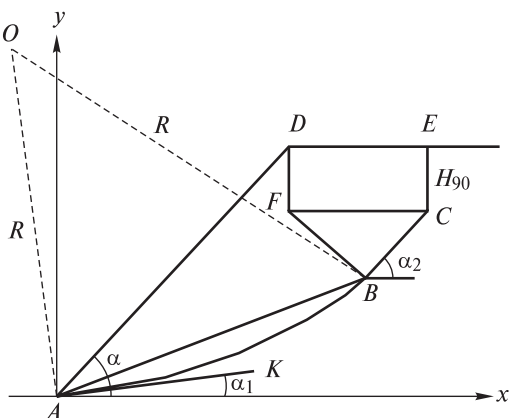
На участке *AB* поверхность скольжения отображают круглоцилиндрической поверхностью (в сечении — дугой окружности), на участке *BC* — плоскостью, касательной к круглоцилиндрической поверхности (в сечении — прямой линией), на участке *CE* — вертикальной плоскостью (в сечении — прямой линией).

Из решения плоской задачи теории предельного напряженного состояния сыпучей среды следует, что в точке *B* приоткосной зоны массива (рис. 10.1) (активная зона, зона

¹ Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. 2-е изд. перераб. и доп. — М.: Недра, 1965. — 378 с.

Рис. 10.1. Комбинированная форма поверхности скольжения откосов, сложенных однородными породами

оседания) площадки скольжения наклонены к горизонту под углом $\alpha_2 = \pi/4 + \varphi/2$, а в нижней точке A поверхности скольжения (пассивная зона, зона упора) — под углом $\alpha_1 = \pi/4 - \varphi/2$



(φ — угол внутреннего трения пород откоса). В верхней части откоса обычно наблюдается поверхность отрыва CE (вертикальная трещина H_{90}), в пределах которой силы сцепления между поверхностями отрыва практически равны нулю.

В системе координат, представленной на рис. 10.1, координаты центра окружности (точки O) можно рассчитать по формулам¹:

$$\begin{aligned} X_0 &= a_1 H_1 (a_2 + c) / (a_1 - a_2) \\ Y_0 &= -X_0 / a_1. \end{aligned} \quad (10.2)$$

В формулах (10.2):

$$\begin{aligned} H_1 &= [H(1 + a_2/\operatorname{tg} \alpha) - H_{90}] / (a_2 c + 1), \\ a_1 &= \operatorname{tg} \alpha_1 = \operatorname{tg}(\alpha + \varphi/2 - \pi/4); \quad a_2 = \operatorname{tg} \alpha_2 = \operatorname{tg}(\pi/4 + \varphi/2); \\ c &= \operatorname{ctg}[(\alpha + \varphi)/2] = \operatorname{ctg}[(\alpha_1 + \alpha_2)/2]; \end{aligned}$$

α — угол откоса; H — высота откоса.

Длина возможной трещины отрыва H_{90} (участок EC), определяется формулой:

$$H_{90} = (2 K/\gamma) \operatorname{tg}(\pi/4 + \varphi/2), \quad (10.3)$$

¹ Гордеев В.А. Оценка устойчивости карьерных откосов по методу предельного равновесия. Криволинейные поверхности скольжения // Известия вузов. Горный журнал. — 2008. — № 2. — С. 54–64.

где K , φ и γ — соответственно сцепление, угол внутреннего трения и объёмный вес пород.

Радиус окружности для круглоцилиндрической поверхности скольжения

$$R = (X_0^2 + Y_0^2)^{0,5}. \quad (10.4)$$

Ширина призмы обрушения — участок DE определяется формулой:

$$a = 2 (H_1 c - H / \text{tg } \alpha). \quad (10.5)$$

Длина участка BC определяется из равнобедренного треугольника FCB , в котором основание $FC = a$, углы при вершинах C и B равны $\alpha_2 = \pi/4 + \varphi/2$.

Точку O — центр окружности можно определить и графически: пересечением перпендикуляров к линиям BC и AK .

Предельную 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, то это свидетельствует о движении сползающей части уступа как единого целого. В этом случае поверхность скольжения строят так, как показано на рис. 10.2.

Положение поверхности скольжения оползня можно определить также путем инклинометрических измерений в скважинах, пробуренных в оползневом массиве. С помощью этих измерений

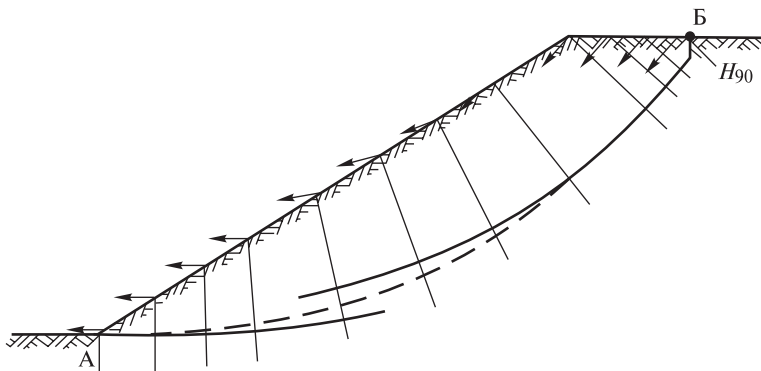


Рис. 10.2. Построение поверхности скольжения по данным маркшейдерских наблюдений (стрелками указаны векторы сдвижения)

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.

Одновременно с установлением местоположения круглоцилиндрической поверхности скольжения назначают ориентировочный угол откоса уступов или бортов карьера, исходя из практического опыта эксплуатации и результатов многолетних наблюдений за устойчивостью откосов в различных горно-геологических условиях. Для откосов уступов ориентировочные углы принимают в пределах $\alpha = 60-75^\circ$, а для бортов карьеров в соответствии с рекомендациями нормативного документа¹ (табл. 10.1).

Затем выполняются проверочные расчёты устойчивости рассматриваемого откоса по схеме, представленной на рис. 10.3.

При расчетах длина линии скольжения принимается равной $L = AB_1$, т.е. она не включает высоту трещины отрыва $BB_1 = H_{90}$.

Длина вертикальной трещины отрыва определяется по формуле (10.3).

Массив откоса АБВ (рис. 10.3), ограниченный поверхностью скольжения AB_1 и поверхностью отрыва BB_1 , делят на ряд вертикальных полос 1, 2, 3... одинаковой ширины b . Поскольку для грунтовых массивов напряжённое состояние определяется только гравитационным полем, определяя силу веса пород Q_i в пределах каждой полосы, разлагают её на касательные T_i и нормальные N_i составляющие к соответствующим отрезкам поверхности скольжения.

Далее для каждого отрезка поверхности скольжения составляют условие возможного сдвига (условие Кулона):

$$T_i = \tau_0 + N_i \operatorname{tg} \varphi, \quad (10.6)$$

где τ_0 , φ — соответственно сцепление и угол внутреннего трения пород.

¹ Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. — Л.: ВНИМИ, 1971.

**Рекомендуемые значения углов наклона бортов карьеров
для различных горно-геологических условий**

| Группа и общая характеристика пород, слагающих борта карьера | Геологические условия и основные факторы, оказывающие влияние на углы наклона бортов | Угол наклона α , град |
|---|--|------------------------------|
| I-а. Преимущественно крепкие слаботрешиноватые породы | 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). | До 60 |
| I-б. Крепкие породы с интенсивной трещиноватостью | При отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления | 40–45 |
| II. Наряду с крепкими породами в борту залегают хлоритовые, серицитовые и талькохлоритовые сланцы, выветренные уплотнённые песчано-глинистые породы | Борт лежачего бока при падении слоёв под углом более 40° и при глубине более 200 м. При отсутствии поверхностей ослабления большого протяжения, падающих в сторону карьера. | 38–45 |
| | При наличии поверхностей ослабления, падающих в сторону карьера. | 30–40 |
| | При мульдообразном залегании слоёв | 25–30 |
| III. Борты или их участки сложены рыхлыми (слабоуплотнёнными) и несвязными осадочными или полностью дезинтегрированными (выветрелыми) породами | Преобладают песчано-гравийные, меловые, выветрелые, изверженные и другие хорошо дренированные отложения; в нижней части бортов нет пластичных глин и поверхностей ослабления. | 25–30 |
| | В средней или нижней части борта имеются горизонтальные или согласно падающие поверхности ослабления или слои пластичных глин; основание откоса сложено пластичными глинами | 20–25 |

В уравнении (10.6) левая часть (T_i) представляет собой сдвигающую силу, а правая часть ($\tau_0 + N_i \operatorname{tg} \varphi$) — удерживающую, их отношение определяет коэффициент запаса (коэффициент устойчивости) n :

$$n = T_i / (\tau_0 + N_i \operatorname{tg} \varphi). \quad (10.7)$$

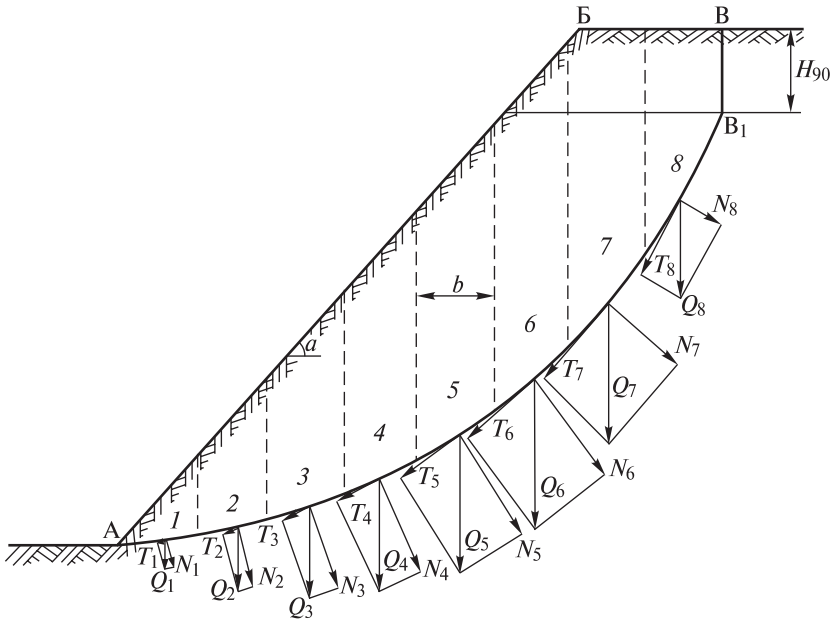


Рис. 10.3. Схема к расчету устойчивости откоса при круглоцилиндрической поверхности скольжения

Коэффициенты устойчивости вычисляются для каждого участка поверхности скольжения и, если хотя бы на одном участке значение n будет менее заранее установленного нормированного значения, откос признаётся неустойчивым, и расчёты повторяются при меньшем значении угла α . Если же значения n существенно превышают нормированные значения, то повторные расчёты выполняются при больших значениях угла откоса α .

Нормированные значения коэффициентов устойчивости принимаются для компенсации возможных неоднородностей и неточностей определения свойств массива и в зависимости от степени ответственности и условий эксплуатации рассматриваемых откосов. В частности, для уступов обычно принимаются $n = 1,2$, а для бортов, поставленных в конечное положение, $n = 1,3$.

В случае, когда массив пород имеет слоистую структуру вследствие развития различных структурных неоднородностей

(напластования, дизъюнктивных нарушений, ярко выраженных трещин), падение которых направлено в сторону карьерной выемки, а углы падения больше угла внутреннего трения по контактам слоев и меньше угла откоса уступа, т.е. в условиях, при которых возможна подрезка контактов между слоями, принимается плоская форма поверхности скольжения.

При этом общая схема расчёта остаётся неизменной, а в качестве прочностных характеристик массива τ_0 , φ принимаются характеристики по контактам выделенных структурных неоднородностей.

Изменение угла наклона откоса уступа или борта карьера приводит, фактически, к изменению напряжённого состояния массива пород в уступах или бортах и достижению приемлемых коэффициентов устойчивости. В настоящее время это самый распространённый способ обеспечения устойчивости бортов карьеров.

Менее распространены способы обеспечения устойчивости бортов путём целенаправленного изменения свойств массива, в данном случае сцепления τ_0 и угла внутреннего трения φ . В принципе увеличение прочностных характеристик массива может быть обеспечено применением различных специальных технологий упрочнения массивов — цементацией; использованием синтетических смол, установкой анкеров; железобетонных или металлических свай и др.

10.3. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В МАССИВАХ СКАЛЬНЫХ ПОРОД И МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

В отличие от грунтовых массивов, в массивах прочных скальных пород широко представлены структурные неоднородности различных порядков (см. главу 1), а напряжённое состояние в общем случае обуславливается одновременным действием гравитационных и тектонических полей. При этом при проведении открытых горных работ в приконтурных массивах уступов и бортов, как и в случае подземных горных выработок, основной формой проявления геомеханических процессов является

формирование зоны неупругих деформаций и разрушений (ослабленные зоны). Вследствие этого преобладающим видом потери устойчивости обнажений является образование отдельных вывалов, размеры которых определяются параметрами «эффективных» структурных неоднородностей.

При этом, также как и в случае подземных горных выработок, зона неупругих деформаций и разрушений образуется под воздействием трёх групп факторов — перераспределения естественных полей напряжений, технологических воздействий и процессов выветривания.

Однако в условиях карьерных выемок особенностью формирования зоны неупругих деформаций в результате изменения напряжённого состояния массива является её образование непосредственно на контуре уступов, а в глубине массива, начиная с некоторого расстояния от поверхности откоса, в свою очередь определяемого параметрами принятых берм безопасности на вышележащих уступах. В то же время образование зоны неупругих деформаций и разрушений под воздействием технологических факторов (взрывных работ) и процессов выветривания происходит наиболее интенсивно на контуре уступов и в приповерхностной части массива.

Таким образом, управление геомеханическими процессами в рассматриваемых условиях заключается в установлении параметров зон неупругих деформаций и разрушений и обосновании параметров уступов и берм с целью снижения вероятности образования отдельных вывалов. Для достижения этих целей и определения устойчивых параметров уступов и бортов карьеров необходимо в каждом конкретном случае выявлять «эффективные» структурные неоднородности и рассчитывать параметры зон неупругих деформаций и разрушений в приконтурном массиве уступов и бортов карьеров.

Как было показано в главе 1, соотношение размеров структурных блоков, ограниченных эффективными структурными неоднородностями, с размерами области воздействия составляет $W_{эф} = 0,01-0,1 W_B$. Например, при высоте уступов 15–20 м, параметры, т.е. среднее расстояние между соседними эффективными неоднородностями (частота), составляют 0,15–2,0 м,

т.е. эффективные структурные неоднородности в данном случае будут представлять собой естественную мелкоблоковую и крупноблоковую трещиноватость, а средние размеры отдельных вывалов могут достигать 1–2 м.

Если рассматривать борт в целом, эффективные неоднородности будут иными. Например, при высоте борта 300 м, параметры эффективных неоднородностей будут порядка 30 м и чаще всего будут представлены геологическими нарушениями или какими-либо нарушенными зонами, жилами, дайками и др.

Метод расчёта параметров зон неупругих деформаций и разрушений, образующихся в результате перераспределения естественных напряжений массива пород, практически, не отличается от методов расчёта аналогичных параметров вокруг подземных выработок и детально описан в главе 2, формулы (2.34).

При этом в качестве начального этапа расчётов лучше всего применять схемы с вертикальным расположением поверхностей уступов $\alpha = 90^\circ$, и если получаемые параметры зон неупругих деформаций и разрушений будут иметь неприемлемые размеры, то расчёты продолжать при меньших углах наклона откосов, либо предусматривать какие-либо мероприятия по повышению прочностных характеристик структурных неоднородностей, по которым происходит разрушение и вывалообразование.

В частности, по-видимому, если в массивах уступов конфигурация и радиальные размеры зон неупругих деформаций и разрушений не обуславливают образование вывалов с размерами более 1 м, уступы можно считать достаточно устойчивыми и возможные вывалы будут улавливаться предохранительными бермами соответствующих размеров. Если возможные вывалы будут превышать указанные размеры, необходимы дополнительные меры по укреплению откосов, например, путём возведения крепей.

Вообще необходимо отметить, что с точки зрения безопасности ведения открытых горных работ вертикальные уступы являются наиболее безопасными, поскольку вывалы в случае их образования имеют наиболее отвесную траекторию падения, легче улавливаются предохранительными бермами и имеют меньшую вероятность попадания на нижележащие уступы.

В качестве иллюстрации изложенного подхода приведём результаты определения оптимальных параметров уступов и

Инженерно-геологическая модель месторождения приведена на рис. 10.4.

При рассмотрении уступов 30-метровой высоты «эффективными структурными неоднородностями», определяющими условия образования большинства вывалов, являются структурные неоднородности третьего порядка, т.е. естественная крупноблоковая трещиноватость, образующая структурные блоки с линейными размерами порядка нескольких метров.

Для образования вывалов из вертикальных откосов уступа необходимо, чтобы по боковым его граням реализовались условия разрушения сколом, а по верхней грани осуществлялся отрыв (рис. 10.5).

Поскольку предел прочности при растяжении для поверхностей естественных трещин, практически, равен нулю, определяющими являются условия разрушения сколом, которые выражаются неравенствами:

$$K_3 \frac{\sigma_y - \sigma_z}{2} \cos 2\alpha_1 (\operatorname{tg} 2\alpha_1 - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) > [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_y + \sigma_z}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}; \quad (10.8)$$

$$K_3 \frac{\sigma_y - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha_2 (\operatorname{tg} 2\alpha_2 - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) > [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_y + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}; \quad (10.9)$$

$$K_3 \frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} \cos 2\alpha_3 (\operatorname{tg} 2\alpha_3 - \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}) > [\tau_{\text{тр}}] + \frac{\sigma_z + \sigma_x}{2} \operatorname{tg} \varphi_{\text{тр}}, \quad (10.10)$$

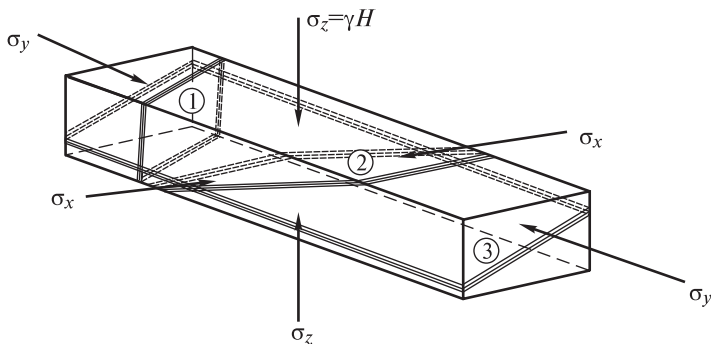


Рис. 10.5. Схема разрушения пород по разнонаправленным естественным трещинам в стенке вертикального уступа:

1, 2, 3 — структурные неоднородности — естественные трещины, по которым происходит разрушение сколом, соответственно, при действии напряжений $\{\sigma_y \div \sigma_z\}$; $\{\sigma_y \div \sigma_x\}$; $\{\sigma_z \div \sigma_x\}$

где $[\tau_{\text{тр}}]$, $\varphi_{\text{тр}}$ — соответственно, сцепление и угол внутреннего трения по поверхностям неоднородностей, в частности, по естественным трещинам; $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$ — углы ориентации поверхностей неоднородностей по отношению к меньшему из главных напряжений; $K_3 = 1,2$ — коэффициент запаса устойчивости.

Для реализации вывала из откоса уступа необходимо одновременное выполнение двух каких-либо неравенств из трёх (1, 2, 3), но при этом обязательно должно выполняться неравенство (3) при действии $\{\sigma_Z \div \sigma_X\}$, иначе вывал просто невозможен.

Тогда в качестве условий, определяющих вывал, будут сочетания неравенств $\{(3) \text{ и } (1)\}$ и $\{(3) \text{ и } (2)\}$.

При этом, учитывая большие размеры карьера в плане (2,5×1,5 км), можно полагать, что в области массива, прилегающей к уступу, на расстоянии, по крайней мере, до двух высот уступа (60 м) от его поверхности, радиальные напряжения $\sigma_X = 0$.

Таким образом, для дальнейших расчётов принимаем: $\sigma_X = 0$; $\sigma_Z = \gamma h$ (вес пород налегающей толщи); σ_Y — по данным непосредственных натурных измерений в зависимости от ориентации рассматриваемого уступа относительно сторон света: для уступов меридионального направления $\sigma_Y = 20 \text{ МПа} = 200 \text{ кг/см}^2$; для уступов широтного направления $\sigma_Y = 8 \text{ МПа} = 80 \text{ кг/см}^2$.

Условия разрушения по поверхностям структурных неоднородностей будут определяться величинами сцепления и угла внутреннего трения. Для конкретности дальнейших расчётов примем $[\tau_{\text{тр}}] = 0,5 \text{ МПа} = 5 \text{ кг/см}^2$, $\varphi_{\text{тр}} = 35^\circ$.

Расчётная схема оценки устойчивости уступов приведена на рис. 10.6.

Для конкретности на рис. 10.6 изображены три уступа и в каждом из них по три сечения.

Условия образования вывалов рассмотрим в отдельных точках сечений уступов.

Уступы меридионального направления.

Поскольку первое сечение первого уступа (рис. 10.6) совпадает с дневной поверхностью, где $\sigma_X = 0$; $\sigma_Z = \gamma h = 0$, а $\sigma_Y = 200 \text{ кг/см}^2$, расчёты выполнять здесь не имеет смысла.

Для сечения II–II первого уступа во всех точках $\sigma_X = 0$; $\sigma_Z = \gamma h = 2,5 \times 10 = 25 \text{ т/м}^2 = 2,5 \text{ кг/см}^2$, а $\sigma_Y = 200 \text{ кг/см}^2$.

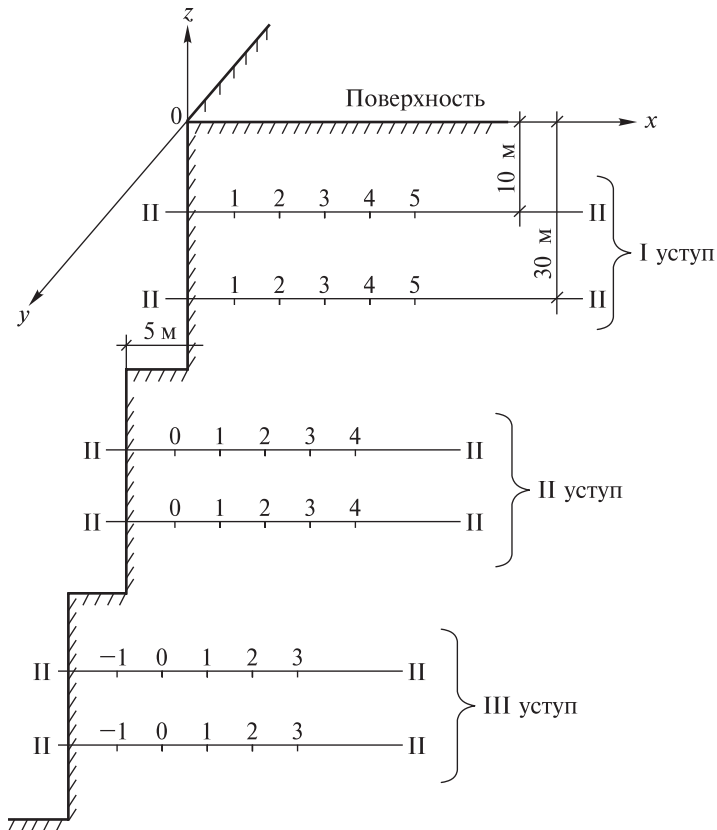


Рис. 10.6. Расчётная схема оценки устойчивости уступов

Неравенство (3) в случае наиболее неблагоприятной ориентации поверхности трещины под углом $\alpha_3 = \pi/4 + \gamma/2 = 62,5^\circ$ принимает вид:

$$1,2 (2,5/2) \cos 125^\circ (\operatorname{tg} 125^\circ - \operatorname{tg} 35^\circ) > 5 + (2,5/2) \operatorname{tg} 35^\circ.$$

После подстановки значений функций и вычислений получаем в левой части неравенства 1,82, а в правой 5,88. Другими словами, неравенство не выполняется, и разрушения нет.

Неравенство (1) при тех же условиях приобретает вид:

$$1,2 (200-2,5)/2 [\cos 125^\circ (\operatorname{tg} 125^\circ - \operatorname{tg} 35^\circ)] - 5 + \\ + [(200 + 2,5)/2] \operatorname{tg} 35^\circ.$$

После подстановки значений функций и вычислений получаем в левой части неравенства 143,87, а в правой 75,87, т.е. неравенство выполняется, и разрушение есть.

Неравенство (2) при тех же условиях приобретает вид:

$$1,2 (200/2) [\cos 125^\circ (\operatorname{tg} 125^\circ - \operatorname{tg} 35^\circ)] - 5 + (200/2) \operatorname{tg} 35^\circ.$$

После подстановки значений функций и вычислений получаем в левой части неравенства 145,69, а в правой 75,0, т.е. неравенство выполняется, и разрушение есть.

Таким образом, вывалов в пределах второго сечения первого вертикального уступа не происходит.

Во всех точках сечения III–III первого уступа $\sigma_x = 0$; $\sigma_z = \gamma h = 2,5 \cdot 20 = 50 \text{ т/м}^2 = 5 \text{ кг/см}^2$, а $\sigma_y = 200 \text{ кг/см}^2$.

Неравенство (3) в случае наиболее неблагоприятной ориентации поверхности трещины под углом $\alpha_3 = \pi/4 + \gamma/2 = 62,5^\circ$ принимает вид:

$$1,2 (5,0/2) \cos 125^\circ (\operatorname{tg} 125^\circ - \operatorname{tg} 35^\circ) - 5 + (5,0/2) \operatorname{tg} 35^\circ.$$

После подстановки значений функций и вычислений получаем в левой части неравенства 3,64, а в правой 6,75. Другими словами, неравенство не выполняется, и разрушения нет.

Неравенство (1) при тех же условиях приобретает вид:

$$1,2 (200 - 5,0)/2 [\cos 125^\circ (\operatorname{tg} 125^\circ - \operatorname{tg} 35^\circ)] - 5 + \\ + [(200 + 5,0)/2] \operatorname{tg} 35^\circ.$$

После подстановки значений функций и вычислений получаем в левой части неравенства 142,05, а в правой 76,75, т.е. неравенство выполняется, и разрушение есть.

Неравенство (2) при тех же условиях имеет вид, что и в сечении II–II, и поэтому вывод тот же: неравенство выполняется, и разрушение есть.

Таким образом, вывалов в пределах третьего сечения первого вертикального уступа также не происходит.

Продолжая расчёты подобным образом для второго и нижележащих уступов, получаем, что, в случае меридионального расположения уступов, вывалы при любой ориентации

естественных трещин могут происходить лишь при глубине рассматриваемого сечения от дневной поверхности $H > 53$ м, т.е. устойчивость пород может нарушаться, лишь начиная с третьего уступа от поверхности (без учёта зоны дезинтеграции) и в точках с номерами более 1, т.е. в данном случае на расстоянии от поверхности уступа более 10 м (рис. 10.6).

Необходимо отметить, что ниже указанной глубины вывалы могут иметь место только в случае наличия неблагоприятно ориентированных трещин относительно компонент напряжений, в первую очередь, это касается поверхностей трещин, падающих в сторону карьера под углами более $\delta = \varphi = 35^\circ$. Размеры вывалов будут определяться расстояниями между соседними трещинами, т.е. параметрами структурных блоков, образуемых ими.

Аналогичные расчёты, проведенные для уступов широтного направления, показали, что и в этих случаях устойчивость уступов может нарушаться, лишь начиная с третьего уступа от дневной поверхности.

Таким образом, общие закономерности образования зон неупругих деформаций и разрушений под воздействием статических напряжений в массивах уступов Ковдорского месторождения сводятся к следующему:

для условий Ковдорского месторождения, вне зависимости от ориентации уступов при постановке борта в конечное положение, два верхних уступа в скальном массиве при рассмотренной конструкции с точки зрения действующих полей естественных напряжений являются устойчивыми, вывалы здесь могут образовываться только в результате технологических воздействий;

для нижележащих уступов необходимо учитывать данные о реальной картине трещиноватости в соответствующих инженерно-геологических секторах;

области потенциального вывалообразования от действия статических напряжений в уступах будут располагаться на некотором расстоянии от поверхности вглубь массива, и это расстояние будет определяться параметром вышележащей бермы.

При расчётах оптимальных углов наклона бортов карьера «эффективными структурными неоднородностями» уже явля-

ются тектонические нарушения первого и второго иерархического уровня (рис. 10.4). При этом в зависимости от конкретных условий рассматривались две возможные расчётные схемы (рис. 10.7), отличающиеся расположением структурных неоднородностей, по которым возможно разрушение.

Вероятные значения горизонтальных напряжений $P_{бок}$ устанавливались для всех инженерно-геологических секторов на основе непосредственных измерений параметров полей напряжений.

Общее условие потери устойчивости бортом аналогично условию потери устойчивости отдельным уступом и заключается в превышении сдвигающими силами удерживающих сил:

$$P_c K_3 > F_{тр}^{под} + F_{сдвиг}^{под} + F_{сдвиг}^{бок} + F_{тр}^{бок}, \quad (10.11)$$

где P_c — сдвигающая составляющая веса породного блока, т; $F_{тр}^{под}$ — сила трения по подсекающей поверхности скольжения, т; $F_{сдвиг}^{под}$ — сила сопротивления сдвигу по подсекающей поверхности скольжения, т; $F_{сдвиг}^{бок}$ — сила сопротивления сдвигу по боковым граням структурного блока, т; $F_{тр}^{бок}$ — сила трения по боковым граням структурного блока, т; K_3 — коэффициент запаса устойчивости, для бортов принимается $K_3 = 1,3$.

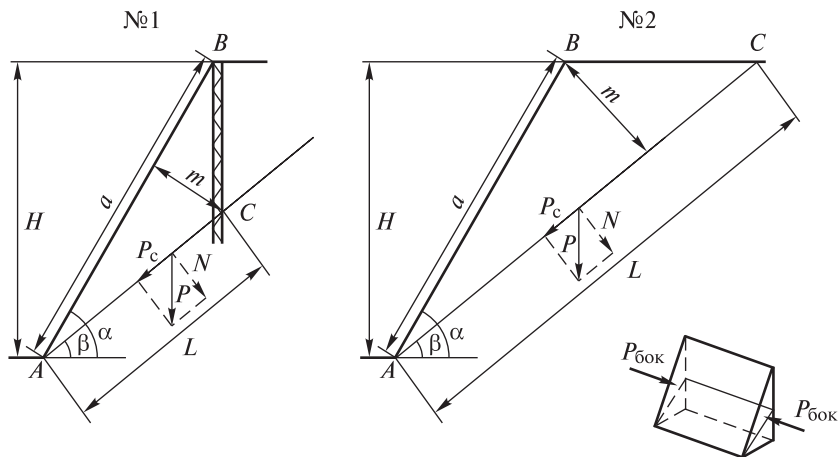


Рис. 10.7. Расчётные схемы оценки устойчивости бортов Ковдорского месторождения

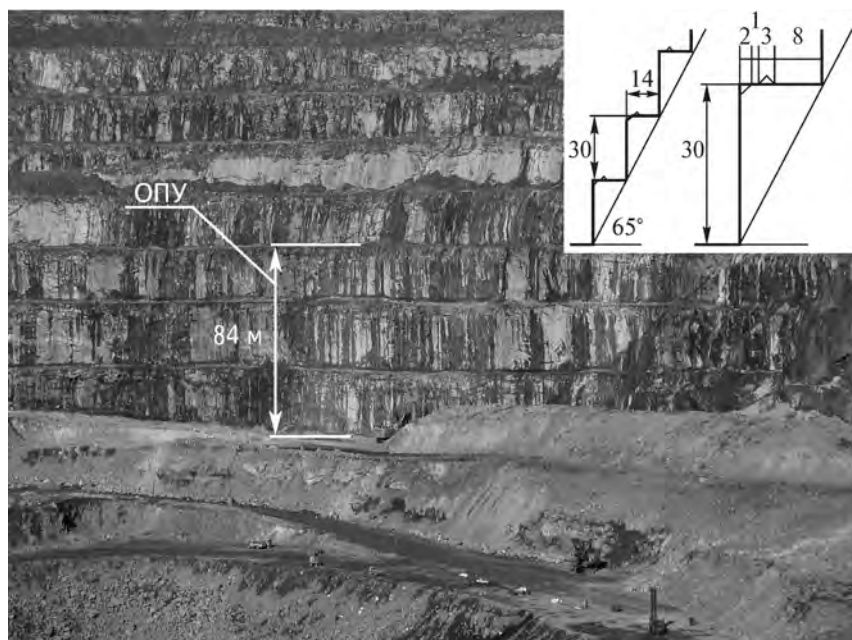


Рис. 10.8. Опытно-промышленный участок (ОПУ) борта карьера рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК», сформированный с применением вертикальных откосов уступов высотой 30 м

Все расчёты были произведены для условной высоты борта карьера $H = 1000$ м (максимальной глубины карьера в перспективе) и для ширины b выделяемых расчётных блоков, определяемой расстояниями между соседними структурными нарушениями первого и второго иерархических уровней по контуру карьера. Для различных инженерно-геологических секторов ширина расчётных блоков изменялась от 150 до 800 м.

В результате проведенных расчётов для каждого инженерно-геологического сектора были определены углы наклона бортов, обеспечивающих их устойчивое состояние (в пределах от 45 до 60°) и для части инженерно-геологических секторов рекомендовано формирование бортов вертикальными уступами высотой 30 м (рис. 10.8).

В правом верхнем углу показана базовая конструкция вертикальных уступов.

10.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСТОЙЧИВЫХ ПАРАМЕТРОВ ОТВАЛОВ

Искусственные насыпные массивы пород, слагающих отвалы, отличаются полным отсутствием структурных неоднородностей и наличием только гравитационного поля напряжений. С этой точки зрения они приближаются по свойствам к грунтовым массивам. Отличием является гранулометрический состав, поскольку в отвальных массах он весьма неоднороден, при этом и большая доля общего объёма пород представлена крупногабаритными блоками пород, размеры которых могут достигать десятков сантиметров в поперечнике.

В основе расчетов устойчивости отвалов положены те же принципы, которые используются при оценке устойчивости уступов и бортов карьеров в условиях непрочных пород и грунтовых массивов, также сравнивают величины удерживающих и сдвигающих нагрузок по потенциальным поверхностям скольжения, определяют коэффициенты запаса по каждой из поверхностей скольжения. Исходя из этих расчётов, определяют общую технологию отсыпки отвалов, выбирают высоту отдельных ярусов отвала, общую предельную высоту отвала и угол наклона его откосов.

В частности, 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

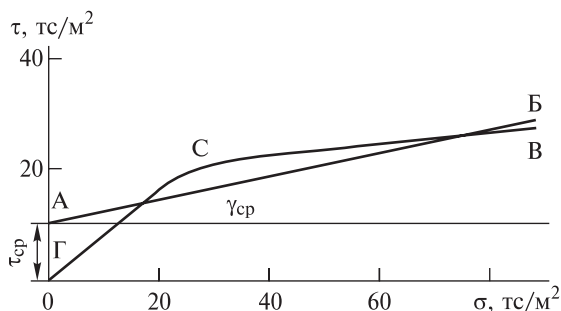


Рис. 10.9. Паспорт прочности пород отвала, построенный по результатам испытаний пород при различных нагрузках (кривая ГСВ) и усредненная зависимость сопротивления сдвигу отвальных пород (прямая АБ)

этих пород необходимо определять в лабораторных условиях при различных нагрузках и естественной влажности, не допуская отжима воды. По результатам этих испытаний строят паспорта прочности пород, которые используют при расчете оптимального профиля отвала (рис. 10.9).

Устойчивость отвала во многом зависит от основания, на котором он расположен. Различают основания прочные (устойчивые), слабые и слоистые.

Расчет устойчивости отвала на прочном основании целесообразно проводить в такой последовательности (рис. 10.10).

1. Строят приближенный профиль отвала, используя паспорта прочности пород и ориентировочные, значения углов откосов полученные на основании обобщения опыта отсыпки отвалов в различных условиях (табл. 10.2).

Наиболее выгодным является выпуклый профиль откоса. На рис. 10.9, а показан многоярусный отвал выпуклого профиля. Средний наклон откоса отвала принят равным 23° , а углы наклона откосов 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

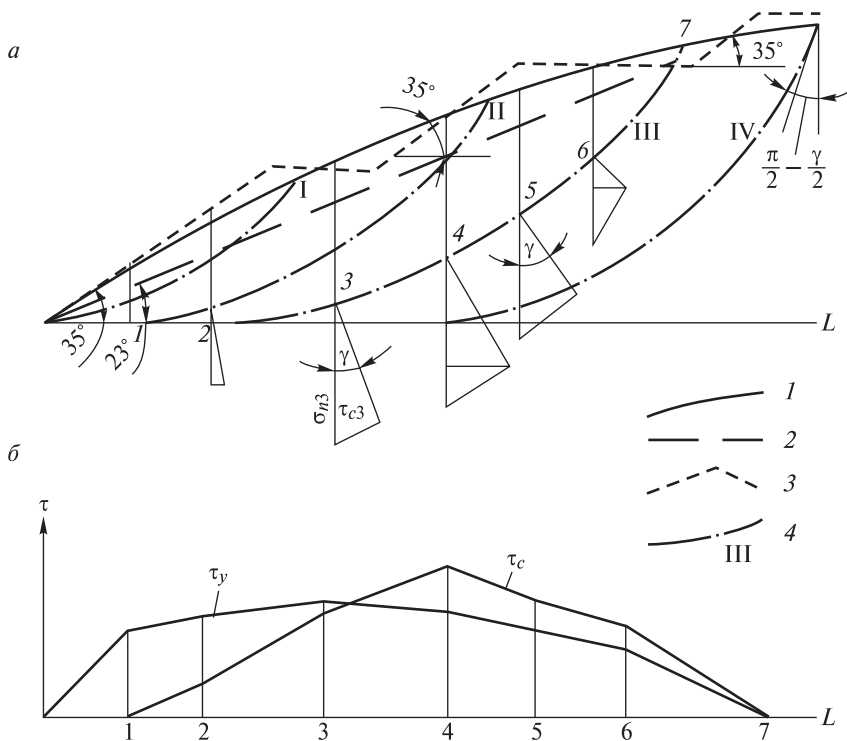


Рис. 10.10. Схема к расчету устойчивости отвала выпуклого профиля: a — профиль откосов отвала; b — эпюры касательных напряжений по поверхности III; 1 — расчетный профиль отвала; 2 — линия откоса отвала при среднем угле наклона (23°); 3 — линия откосов ярусов отвала; 4 — потенциальные поверхности скольжения

Таблица 10.2

Ориентировочные значения углов наклона откоса отвалов и ярусов

| Характеристика пород отвалов и оснований, на которых они отсыпаны. | Углы наклона откосов, град | |
|--|----------------------------|--------|
| | отвалов | ярусов |
| Отвалы скальных или полускальных пород на прочном основании при $\tau_0 \geq 0,2\gamma h_{\text{отв}}$ | 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 $\tau_0 \leq 0,2\gamma h_{\text{отв}}$ | 18–25 | 30–35 |
| Отвалы водонасыщенных песчано-глинистых пород; высокие отвалы глинистых пород | 6–10 | 20–25 |

$$y_n = h\gamma \cos^2\varphi; \quad (10.12)$$

$$\varphi_c = h\gamma \sin\varphi \cos \varphi = 0,5h\gamma \sin 2\varphi. \quad (10.13)$$

3. Производят развертку расчетных сечений поверхностей скольжения (на рис. 10.9, б для примера 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 φ_c , концы которых соединяют ломаной линией. Площадь, ограниченная осью абсцисс и построенной ломаной линией, будет численно равна сумме касательных сил, сдвигающих откос. На этом же графике аналогичным образом строят эпюру сопротивления сдвигу и вычисляют ее площадь. Значения φ_y в точках 1, 2, 3 и т.д. определяют по паспортам прочности при соответствующих нормальных напряжениях.

4. Находят отношение n (коэффициент запаса устойчивости) по каждой поверхности скольжения по формуле

$$n = U\varphi_y/U\varphi_c. \quad (10.14)$$

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.

Практика показывает, что отвалы скальных и полускальных пород могут достигать практически любой высоты. Углы естественного откоса в этих отвалах принимают равными в среднем $34\div 36^\circ$. При этом отвалы крепких пород с остроугольными кусками сохраняют устойчивость и при углах откосов $40\div 45^\circ$.

Высоту отвалов, отсыпаемых на наклонных слоистых основаниях, принципиально определяют так же, как и в предыдущих случаях, но при этом дополнительно учитывают углы наклона слоёв основания отвала.

Особую проблему представляет устойчивость отвалов на крутых склонах. Такие отвалы создают при разработке нагорных карьеров. Крутизна склонов, на которых размещают отвалы

пород, достигает иногда $70-80^\circ$, т.е. значительно превышает угол естественного откоса пород. Высота же таких отвалов достигает подчас сотен метров, поскольку в условиях гористого рельефа достаточные площадки для размещения отвалов найти весьма сложно.

В подобных случаях устойчивость отвалов рассчитывают по специальным методикам с учётом специфики конкретных условий, а отсыпку отвалов ведут под контролем постоянных инструментальных и визуальных наблюдений за деформациями отвалов и смещениями площадок для определения критических скоростей их деформирования.

В частности, проблема размещения отвалов карьера Центрального ОАО «Апатит» на крутых склонах гор в долине р. Расвумйок (рис. 10.11) дополнительно усугубляется наличием в теле отвала наряду с породой больших количеств снега, переходящего под действием ряда факторов в фирновый лёд.

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 отвалов при увеличении нагрузки и создает

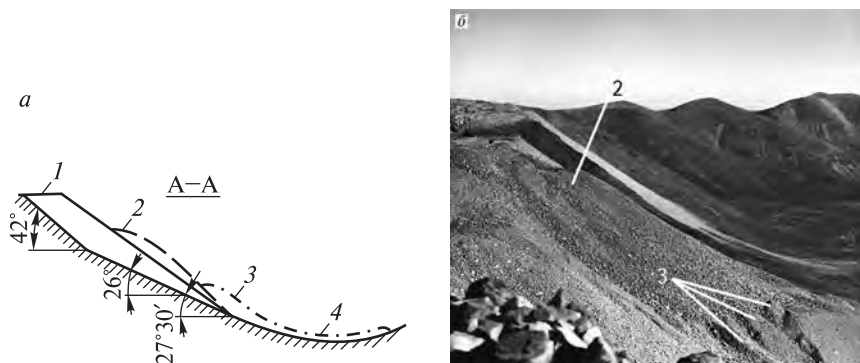


Рис. 10.11. Расположение отвалов карьера «Центральный» ОАО «Апатит» (Кольский полуостров) на крутых склонах:

a — разрез через отвал № 6, *б* — общий вид деформирующегося отвала; 1 — начальное положение отвала, 2, 3 — последовательное положение рабочих площадок отвала по мере сползания его по склону под воздействием вновь отсыпаемых пород, 4 — выброс отвалов

возможность ведения отвальных работ в условиях предельно допустимых деформаций. В результате исследований, проведенных Горным институтом КНЦ РАН, получены 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 подобных отвалах обычно протекает в несколько стадий. В общем случае можно выделить четыре стадии:

- естественное уплотнение пород,
- зарождение оползневого процесса,
- развитие оползневого процесса,
- 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 оползневого процесса 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 оползневого процесса, 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 удается выделить стадию разрушения, и не каждый возникающий оползень на отвале завершается опасным разрушением. Благодаря пластичному характеру деформаций на стадии ополз-

невого процесса откос иногда не разрушается, а только изменяет свою форму, образуя вспучивание в нижней части.

Наблюдения на отвалах карьера «Центральный», 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.

10.5. ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ УСТУПОВ, БОРТОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ ОПОЛЗНЕЙ И ВЫВАЛОВ

Определение устойчивых параметров уступов, бортов и отвалов всегда выполняется с применением некоторых усреднённых расчётных параметров, однако в реальных массивах вследствие естественной изменчивости всегда встречаются отклонения в сторону снижения или увеличения характеристик свойств и напряжённого состояния. Эти локальные изменения свойств и напряжённого состояния массива, а также воздействие различного вида внешних нагрузок, гидрогеологических процессов и процессов выветривания заставляют предусматривать применение специальных технологий для обеспечения устойчивости указанных элементов карьеров. Надо сказать, что в настоящее время вопросам поддержания устойчивости уступов, бортов и карьеров уделяется не всегда должное внимание.

Прежде всего, ведущую роль в борьбе с возможными оползнями следует отвести профилактическим мероприятиям, так как предотвратить оползень значительно легче, безопаснее и дешевле, чем бороться с ним, когда он возникнет. К числу основных профилактических мероприятий относятся:

- тщательное изучение геологических и гидрологических условий залегания горных пород, их прочности, структурных и других особенностей участка месторождения, выявление аномальных участков;

- организация систематических маркшейдерских и гидрогеологических наблюдений, регулярный отбор проб и их испытания, уточнение местонахождения структурных поверхностей ослабления массива, анализ полученных данных и оперативная корректировка принятых в проекте параметров карьера, технологии и порядка ведения горных работ.
- четкое осуществление проекта в натуре, особенно в части запроектированных параметров карьера (углов откоса бортов и уступов и пр.);
- качественное и своевременное выполнение дренажных работ, в том числе глубинного дренирования пород, слагающих откосы, дренирования земной поверхности в окрестностях карьера и поверхности его бортов.

При выполнении указанных мероприятий, как правило, удастся 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 открытых горных работ они широкого применения пока не нашли ввиду высокой стоимости и недостаточной 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 и обеспечении стока поверхностных вод.

В частности, открытый дренаж применяют:

- при вскрытии водообильных месторождений, сложенных слабыми породами;
- если толща водоносных пород представляет собой один водоносный горизонт;

- если водоносный горизонт залегает в подошве разрабатываемого слоя полезного ископаемого;
- для слабообводненных горизонтально залегающих водоносных горизонтов и трещиноватых крепких пород.

Глубинный дренаж предохраняет откосы от больших оползней, возникающих при пологом и наклонном залегании слабых и средней прочности пород вследствие высоких напоров воды в лежачем боку залежи. Осуществляют глубинный дренаж водопонизительными скважинами, подземными выработками со сквозными и забивными фильтрами, наклонными или горизонтальными самоизливающимися скважинами и иногда поглощающими скважинами.

Во многих случаях основным источником обводнения разрабатываемых полезных ископаемых и пород вскрыши 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 площадок предохранительных берм проводят продольные и поперечные канавки, а площадкам придают соответствующий уклон (не менее 5‰).

Механические способы укрепления потенциально оползнеопасных участков откосов часто применяют в комплексе. На рис. 10.12 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

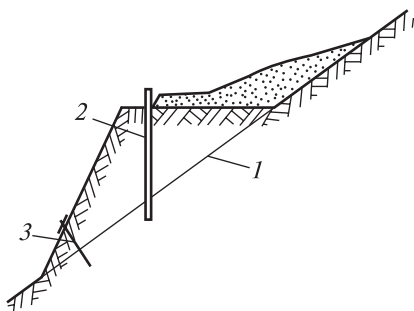


Рис. 10.12. Берма откоса, укрепленная штангой и железобетонной свай:

1 — слабый контакт, по которому возможно сползание; 2 — железобетонная свая; 3 — штанга

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 вес 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.

Иногда для укрепления потенциальной призмы обрушения оползня применяют подпорные, защитные и контрфорсные стенки.

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 обеспечения устойчивости откосов на карьерах, сложенных скальными породами, где основной формой потери устойчивости является вывалообразование, применяют:

а) шадящую технологию ведения буровзрывных работ в приконтурных зонах (микрорамедленное взрывание скважин в блоке, предварительное щелеобразование, контурное взрывание и др.);

б) специальную заоткоску уступов;

в) искусственное укрепление ослабленных участков.

В частности, шадящая технология ведения буровзрывных работ применяется для уменьшения сейсмического влияния массовых взрывов и снижение параметров зон неупругих деформаций и разрушений в массиве уступов и бортов карьеров, поставленных в конечное положение.

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. 22.1). Заоткос-

ку 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.

Для обеспечения безопасности работ необходимо выполнять постоянное обезопасивание поверхностей уступов, особенно тщательное при постановке бортов в конечное положение. С этой целью целесообразно применять специальное оборудование (скейлеры), выпускаемое в настоящее время некоторыми зарубежными фирмами.

Весьма существенно в деле обеспечения устойчивости откосов постоянно поддерживать в рабочем состоянии предохранительные бермы, обеспечивать необходимую их ширину, периодически очищать их от обрушившихся пород, обеспечивать возможность прохода по ним транспортных средств и оборудования (тракторов, бульдозеров, скейлеров и др.).

Искусственное укрепление скальных откосов уступов применяют в случаях, когда надо удержать от обрушения отдельные участки массива, ослабленные интенсивной трещиноватостью, неблагоприятно расположенными трещинами, дизъюнктивными нарушениями, слабыми контактами между слоями пород и пр. Укрепление осуществляют с помощью установки крепи (анкерной или тросовой крепи), предохранительных сеток, шпунтов, железобетонных свай, 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).

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 откоса 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 возможности оползания этой призмы.

**ОСОБЕННОСТИ УПРАВЛЕНИЯ
ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ
ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ
РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

11.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Комбинированная (совместно открытым и подземным способом) разработка — это самостоятельный способ извлечения полезных ископаемых из недр в пределах одного месторождения, который получает все более широкое применение в отечественной и зарубежной практике ведения горных работ. Так, в настоящее время в России насчитывается свыше 20 месторождений, на которых применяется данный способ разработки.

Различают отдельные варианты комбинированной разработки, в основу которых положены принципы пространственного и временного сочетания открытых и подземных разработок в пределах одного месторождения (рис. 11.1).

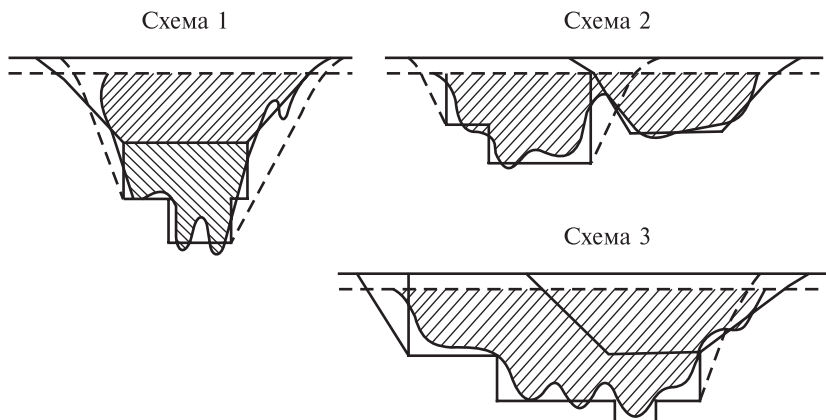


Рис. 11.1. Схемы комбинированной разработки месторождений

При этом с точки зрения геомеханических проблем условия комбинированной разработки возникают лишь в том случае, когда возникает *наложение зон геомеханического влияния* при проведении открытых и подземных горных работ.

Исходя из пространственного положения, возможны варианты совмещения открытых и подземных работ:

- в вертикальном направлении (рис. 11.1, схема 1);
- в горизонтальном направлении (рис. 11.1, схема 2);
- в вертикальном и горизонтальном направлениях (рис. 11.1, схема 3).

В отношении временного сочетания встречаются следующие варианты:

- открыто-подземная разработка (открытые работы сначала, затем — подземные) — Бакальское, Дегтярское, Чулуктау, кимберлитовые трубки Якутии и др. месторождения;
- подземно-открытая — Жезказганское, Шелеинское, Блявинское, Угольный ручей — Норильск 1, Никитовский ртутный рудник, рудники Криворожского бассейна, месторождения солей бора «Барон», меднорудные месторождения «Пимм», «Юнайтед Верде», вольфрамовый рудник «Гетчел» в США, месторождение каолина «Обербрис» в Чешской народной республике, полиметаллический рудник «Крестмор» в Канаде, медное месторождение «Нчанга» в Танзании и др.;
- одновременная (совместная) разработка открытым и подземным способом — Тырнаузское, Алтын-Топканское, Высокогорное, Гайское, Меджвежий ручей — Норильск 1, Тишинский рудник, Зыряновский карьер, рудники «Северный» и «Каула» ПО «Печенганикель», рудник «Магnezит», «Эрцберг» — Австрия и др.

К основным преимуществам комбинированного способа разработки можно отнести:

- высокую интенсивность разработки всего месторождения и, соответственно, большую производственную мощность горно-добывающего предприятия;
- ускоренное строительство и ввод предприятия в строй;
- значительное сокращение удельных капитальных затрат на строительство;

- более рациональное использование площади горного отвода за счет размещения части отвалов в зоне обрушения или использования вскрышных пород в качестве закладки выработанного пространства;
- повышение эффективности открытых работ при условии использования технологических особенностей, в том числе подземных выработок.

В свою очередь применение комбинированного способа разработки имеет ряд дополнительных факторов, затрудняющих обеспечение необходимого уровня безопасности ведения горных работ. К основным из них относятся:

- изменение состояния массива горных пород при эксплуатации месторождения вследствие развития геомеханических процессов в зонах влияния совместной разработки;
- изменение гидрогеологического режима массива пород в зонах совместной отработки месторождений;
- нарушенность массива горных пород подземными выработками, наличие пустот отработанных камер и блоков в контурах карьеров;
- наличие аэродинамических связей между открытыми и подземными горными работами при комбинированной разработке месторождения;
- возможность возникновения пожаров при совмещенной разработке месторождений полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию.

Однако степень взаимного влияния и технологических взаимосвязей при одновременном ведении открытых и подземных работ различная, наибольшая наблюдается при работах, совмещённых в одной вертикальной плоскости; наименьшая — при последовательной и раздельной отработке карьерного и шахтного полей, совмещаемых в горизонтальной плоскости.

В горной практике выделяется также *повторная разработка* месторождений (потерянных или оставленных ранее полезных ископаемых), которую некоторые специалисты относят к самостоятельному способу извлечения полезных ископаемых из недр, ввиду ее выраженной специфики. Классификация видов повторной разработки вполне укладывается в приведенные

схемы с точки зрения пространственно-временного сочетания горных работ. Однако следует заметить, что при повторной разработке рудных месторождений, гораздо чаще используют специальные методы добычи.

К специальным методам относят гидродобычу, выщелачивание, выплавление, бактериологический метод и т.д. Каждый из них обладает особой спецификой технологии добычи, основанной на физико-механических и физико-химических принципах, и, в ряде случаев, эффективно дополняет методы комбинированной и повторной разработки рудных месторождений (как коренных, так и переотложенных).

Главные трудности управления геомеханическими процессами при комбинированной отработке месторождений заключаются в том, что в зонах совместного геомеханического влияния открытых и подземных работ естественные свойства и геомеханическое состояние массива изменяются, и этим обусловлена необходимость решения специфических геомеханических задач. Необходимо отметить, что к настоящему времени эти изменения ещё крайне мало исследованы, пока можно говорить лишь о некоторых особенностях развития геомеханических процессов в подобных условиях, которые определяются главным образом на основании обобщений практического опыта разработки месторождений комбинированным способом.

11.2. СПЕЦИФИЧЕСКИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЗАДАЧИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При комбинированной разработке возникает ряд специфических геомеханических задач. Приведем основные из них:

1. Определение параметров зон геомеханического влияния открытых и подземных работ и определение границ участков массива пород, разработка в пределах которых соответствует условиям комбинированной отработки.

В условиях комбинированной отработки геомеханические процессы развиваются нетрадиционным образом, поэтому требуются специальные решения по их управлению.

2. Установление рациональных порядков ведения подземных горных работ и схем развития карьера.

Устойчивость подрабатываемых бортов карьера, а также подземных горных выработок зависит не только от абсолютных параметров подработки (параметров уступов и бортов карьеров, параметров подземных выработок, размещения подземных выработок относительно бортов карьера), но также и от направлений развития фронтов подземных и открытых работ, поэтому для реализации оптимальных геомеханических режимов необходимо взаимно согласовывать схемы развития открытых и подземных работ.

3. Изучение напряженного состояния массива пород при комбинированной разработке.

В общем случае по результатам моделирования установлено, что в массиве пород месторождения при комбинированной разработке могут быть выделены следующие зоны различного напряжённого состояния¹ (рис. 11.2):

- зона разгрузки от подземных горных выработок;
- зона опорного горного давления;
- зона разгрузки под открытыми горными выработками;
- опасная зона от взрывных работ на карьере.

При этом в конкретных условиях параметры указанных зон и величины действующих напряжений могут быть различными, что определяется горно-геологическими условиями месторож-

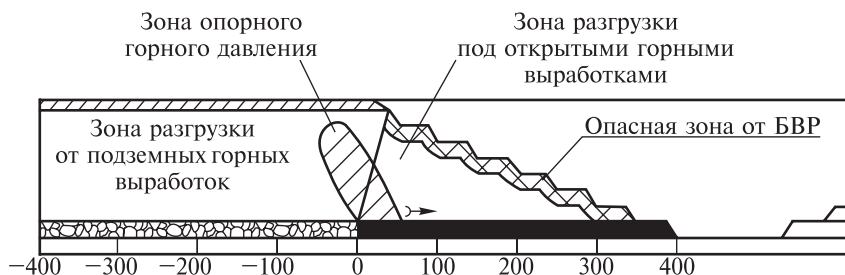


Рис. 11.2. Зоны различного напряжённого состояния массива пород при комбинированной разработке месторождений

¹ Сенкус В.В. Обоснование параметров ведения подземных горных работ в приконтурной зоне разреза // ГИАБ. — 2011. — № 8. — С. 29–34

дений и системами разработки при подземной и открытой разработке.

4. Определение размеров барьерных целиков.

Назначение барьерных целиков при совместной разработке месторождений разнообразно и функции их неравнозначны. Они могут быть оставлены для изоляции подземных горных выработок и затопленных участков от карьера, локализации процессов сдвижения и обрушения горных пород и т.п. В каждом случае требуется найти минимальные размеры, оптимальную форму и место расположения барьерного целика, обеспечивающие его назначение и наименьшие потери полезного ископаемого.

5. Определение размеров предельных обнажений, опорных и потолочных целиков при проведении подземных разработок под дном и в бортах действующего карьера.

Напряженно-деформированное состояние целиков в зоне влияния карьера будет отличным от состояния аналогичных целиков вне зоны карьера. Условия прочности и устойчивости их будут в отдельных случаях совершенно иными. Это обуславливает необходимость разработки специальных методик определения их размеров.

6. Изучение особенностей развития деформаций и разрушений подработанных уступов и бортов карьеров.

Наличие в бортах или под дном карьера комплекса развивающихся подземных выработок существенно усложняет закономерности развития деформаций и разрушений, поэтому необходимо организовывать специальные наблюдения с целью обеспечения безопасности ведения горных работ в карьерах.

7. Изучение особенностей развития процессов сдвижения и обрушения пород, в том числе, воронкообразования, в бортах карьеров в результате подземных разработок.

Решение этой задачи весьма сложно (особенно для скальных пород) и важно в условиях совместной разработки, когда зоны сдвижения и обрушения пород выходят на поверхность непосредственно на участках действующего карьера.

8. Изучение влияния массовых взрывов в карьере на устойчивость целиков и потолочин подземных камер.

Для отбойки горной массы на уступах карьера применяются весьма мощные взрывы, при которых часто используются десятки и сотни тонн взрывчатых веществ за один раз. Достаточно сильные взрывы производятся и для погашения пустот при подходе к ним уступов карьера. В результате этого подземные целики и потолочины испытывают многократное динамическое (сейсмическое и ударное) силовое воздействие, ослабляющее их и, в конечном итоге, приводящее к потере устойчивости и разрушению. Преждевременный выход из строя целиков может привести к аварийной ситуации и серьезно нарушить технологический ритм открытых и подземных работ.

9. Изучение влияния подземных массовых взрывов на устойчивость уступов и откосов бортов карьера.

Аналогично предыдущему взрывы большого количества взрывчатых веществ в подземных выработках могут существенно ослабить не только отдельные уступы, но и участки борта в целом. В совокупности с другими факторами это может послужить причиной обрушений и оползней в карьере.

10. Выбор способов погашения подземных пустот для обеспечения безопасности карьерных работ.

Каждый из способов вызывает различный геомеханический эффект в окружающем массиве горных пород. Все это исключительно важно как для решения локальных задач (устойчивость опорных целиков или потолочин, устойчивость уступов, транспортных берм и т.д.), так и в масштабах месторождения в целом (устойчивость бортов карьера, развития процессов сдвижения или обрушение пород в больших масштабах).

11. Изучение влияния изменения гидрогеологических режимов на устойчивость подрабатываемых уступов и бортов карьеров.

Многие месторождения обводнены или залегают под комплексом осадочных обводненных пород. Глубокое водопонижение, вызываемое подземными выработками, может различно сказываться на устойчивости и деформируемости верхних комплексов пород, в том числе и элементов открытых горных работ.

При повторной разработке месторождений задачи в области геомеханики во многом аналогичны задачам комбинированного способа, но есть и специфические задачи.

Если повторная разработка заключается в проведении открытых работ на участке ранее выполняемых подземных разработок, то ситуация характеризуется динамичностью открытых горных работ и статичностью подземных. При этом может возникнуть необходимость в решении комплекса геомеханических задач:

1. Комплексное изучение инженерно-геологического, геомеханического и горно-технического состояния пород и выработок на участке влияния первичной (в данном случае — подземной) разработки.

Первоначальные состояния и свойства массива пород существенно изменяются после первичной разработки к моменту повторных горных работ. В отдельных случаях приходится выполнять практически заново весь комплекс геомеханических определений всех не только массива пород, но и массива закладки, обрушенных масс (если они имеются). В равной степени важно знать горно-техническую обстановку предшествующих работ: расположение, форму, размеры, состояние горных выработок и т.д.

2. Оценка устойчивости обнажений пород, опорных целиков и потолочин камер в подземных горных выработках.

Особенность повторной разработки участка старых подземных работ заключается в том, что элементы подземной части общего комплекса уже заданы. Поэтому возникает задача оценки состояния и свойств элементов подземного рудника, наиболее важным среди которых можно считать оценку устойчивости обнажений горных пород.

3. Оценка существующих и определение размеров новых барьерных целиков. Сложность проектирования целиков в этом случае существенно выше, так как не всегда удается получить достоверные сведения об изолируемой части старых подземных выработок, труднее прогнозировать качество целиков.

Если повторная разработка предусматривает проведение подземных работ, то эта схема представляет собой наиболее сложный вариант подземных работ, особенно, если предшест-

вующие горные работы выполнялись много лет назад. При этом может возникнуть множество задач.

1. Выбор способа управления горным давлением, т.е. системы разработки (с обрушением, закладкой, с поддержанием очистных камер и т.д.).

При этом кроме общеизвестных факторов, необходимо учитывать состояние уже нарушенного горными работами массива, а также прогнозировать возможное его поведение при повторной подработке.

2. Изучение влияния ранее отработанных участков на напряженно-деформированное состояние пород при повторной разработке.

Изучение необходимо проводить как на ранее отработанных участках, так и в близлежащем массиве пород, поскольку первоначальное поле напряжений существенно искажается, происходят существенные деформации и разрушения пород.

3. Изучение состояния и свойств подработанного массива пород с целью оценки условий проведения в нем горных выработок.

По результатам изучения обосновывается технология проходки, способы поддержания и виды крепей.

4. Изучение характеристик процессов вторичного сдвижения массива подработанных горных пород.

Поскольку изменились условия, закономерности процессов сдвижения горных пород при повторной подработке одного и того же участка изменяются и это необходимо учитывать при обеспечении безопасности дальнейших горных работ.

Рассматривая вопросы совместной разработки месторождений, особенно с обрушением руды и пород при подземных работах, нельзя упускать из виду такой важный момент, как контроль за состоянием подработанных массивов пород.

В частности, нормативными документами [Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещённой) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых. Утверждено постановлением № 57 Госгортехнадзора России 30.12.97. Срок введения в действие

01.07.97]] предусматривается выполнение специальных работ, задачами которых являются:

- организация и проведение инструментальных наблюдений за деформациями бортов, откосов уступов и подкарьерного целика;
- увязка очистных работ на руднике и в карьере (в пространстве и во времени) при составлении планов горных работ;
- контроль за бурением разведочных скважин, составление локальных проектов погашения пустот;
- выявление участков, опасных по образованию воронок и провалов;
- составление совмещенного (скоординированного) графика взрывных работ в карьере и руднике;
- контроль за буровзрывными работами, вентиляцией и водоотливом;
- разработка мер по уменьшению сейсмического воздействия массовых взрывов на опорные целики, потолочины, борта карьера, а также на сооружения промплощадки;
- контроль за полнотой закладки подземного выработанного пространства и качеством приготовления закладочного материала;
- определение норматива отставания закладочных работ по согласованию с органами Госгортехнадзора России с привлечением при необходимости научно-исследовательских организаций.

Проведение наблюдений на карьере должно производиться в соответствии с «Инструкцией по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости, 1970», с учетом горно-геологических условий и других особенностей разрабатываемого месторождения и с соблюдением «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, утвержденных Госгортехнадзором России 21.07.92».

Наблюдения на земной поверхности и расположенных на ней объектах, а также в толще горных пород должно производиться в соответствии с «Инструкцией по наблюдениям за сдвижением

горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений», 1986».

Решение некоторых из указанных задач рассмотрим детально.

11.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН ВЛИЯНИЯ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При решении геомеханических задач одной из самых сложных, и в то же время, важнейшей практической задачей является определение параметров зон геомеханического влияния подземной или открытой разработки. При комбинированной разработке определение этих параметров имеет особое значение, поскольку наложением этих зон определяются сами условия комбинированной отработки с геомеханической точки зрения.

По-видимому, под зоной геомеханического влияния можно понимать некоторую область массива, в пределах которой все основные геомеханические параметры массива претерпевают изменения в результате ведения горных работ, в частности, вследствие удаления некоторой массы горных пород. В результате, в пределах области влияния изменяются свойства массива пород (плотностные и деформационные характеристики, прочностные параметры и др.); изменяется состояние структурных неоднородностей (раскрываются или, наоборот, смыкаются имеющиеся естественные трещины, геологические нарушения и т.д., появляются новые техногенные поверхности сдвига и отрыва); изменяются компоненты естественных полей напряжений, фактически формируются новые поля напряжений.

Наверное, степень изменения отдельных геомеханических параметров в общем случае будет неодинакова и определяется конкретными горно-геологическими и геомеханическими условиями разработки месторождений, применяемыми системами разработки, в частности, степенью воздействий на массив горных пород. Можно представить ситуацию, когда изменение некоторых параметров будет, практически, незаметным, на-

пример, изменения свойств пород или состояния структурных неоднородностей. Но во всех случаях изменение естественных полей напряжений будет иметь место и поэтому, в первую очередь, именно этот фактор можно принимать в качестве основы для количественного определения границ зон геомеханического влияния разработки месторождений полезных ископаемых.

Необходимо отметить, что в настоящее время задача определения параметров зон геомеханического влияния не имеет общего аналитического решения, недостаточно публикаций и об экспериментальных результатах, в последнее время появились данные, полученные для условий конкретных месторождений с использованием методов математического моделирования.

Исходя из создавшей ситуации, рассмотрим общий подход к определению параметров зон геомеханического влияния на конкретном примере комбинированной разработки алмазной трубки «Мир» в варианте использования систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород в подземной части (рис. 11.3).

Задача решалась методом конечных элементов в упругой постановке для получения максимальных значений напряжений в критических точках массива и в упругопластической постановке для установления границ и местоположения зон неупругого деформирования пород.

При моделировании выработанное пространство предполагалось незаполненным для получения максимальных значений напряжений (заполнение выработанного пространства обрушенными породами или иным материалом приведет к улучшению устойчивости массива).

Результаты исследования напряженно-деформированного состояния прикарьерного массива пород позволили выделить зоны пластического деформирования пород (где не выполняются условия прочности по растягивающим или срезающим напряжениям в соответствии с критериями Кулона–Мора) и общую зону влияния выемки карьера на массив и земную поверхность. На рис. 11.3 линии CE и $C'E'$ являются границами зоны опасных сдвиговых деформаций, т.е. CE и $C'E'$ — потенциальные поверхности скольжения (разрушения) пород бортов карьера.

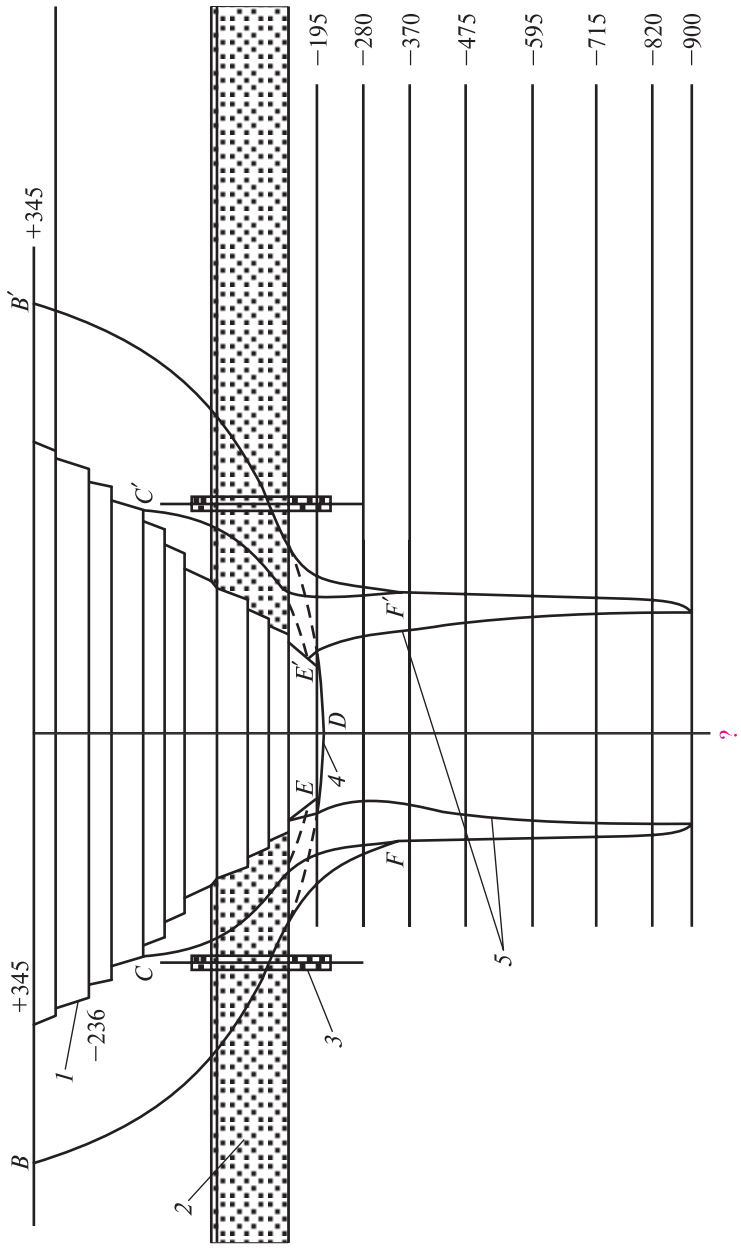


Рис. 11.3. Разрез трубки «Мир» по простиранию:

1 — контур карьера; 2 — волноносный горизонт; 3 — волонепроницаемая завеса; 4 — дно карьера; 5 — контуры рудного тела

Граница зоны влияния карьера аппроксимирована линией $BEE'B'$, обобщенно огибающей зону влияния выемки карьера на массив и земную поверхность.

На этих же моделях изучались зоны влияния подземной разработки. Развитие горных работ предусматривалось в нисходящем порядке, начиная от дна карьера системами разработки с обрушением руды.

Было установлено, что дальнейшее углубление подземной разработки не оказывает влияния на пространственное развитие зоны влияния карьера. Следовательно, начиная с горизонта -360 м, при дальнейшем опускании фронта подземных очистных работ деформации стенок выемки и примыкающих и вмещающих пород будут зависеть только от местных условий, а размеры зоны деформаций не превысят величины $30-60$ м в глубину массива. Это обусловлено зажатостью массива в пределах выемки, криволинейной в плане и ограниченной по простиранию.

Зоны разрывов сплошности пород от подземных и открытых разработок, вначале отдельно и поэтапно развиваясь от стенок карьера и подземной выемки в глубь массива, соединившись, в пределе займут положение по линии $BFGF'B'$ — границе совместного влияния открытой и подземной разработки. Поэтапное обрушение массива пород в этой зоне приведет к заполнению общего открыто-подземного выработанного пространства рудой и породой.

Таким образом, по результатам проведенного моделирования можно сделать выводы:

1. Граница зоны совместного влияния карьера и подземной выемки определяется линией $BFGF'B'$. Зона опасных деформаций массива при этом оконтуривается линией $CFGF'C'$. Сооружение вертикальных шахтных стволов и зданий промплощадок подземного рудника для большей надежности рекомендуется предусмотреть на расстоянии не менее 100 м от границ зоны влияния карьера, т.е. точек B и B' . Долговременные подземные сооружения также следует располагать вне пределов зоны опасных деформаций, т.е. за линией $CFGF'C'$.

2. Деформации земной поверхности в результате открыто-подземной разработки месторождения «Мир» будут опреде-

ляться влиянием карьера. Граница зоны влияния карьера на поверхности обозначается точками B и B' . В массиве горных пород граница зоны влияния карьера до начала подземных работ проходит по линии BDB' , а границы зон опасных деформаций — по линиям CE и $C'E'$.

11.4. ПРЕДПОЧТИТЕЛЬНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ФРОНТОВ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ И РУДНИКЕ

Отработка запасов полезных ископаемых комбинированным способом, в частности, с применением при подземной разработке систем с обрушением, требует исключительно четкой взаимосвязки работ в карьере и подземном руднике. Опыт работы ОАО «Апатит», Лениногорского ГОКа, ЦГОКа (Кривбасс) показывает, что такая организация работ на практике возможна, и она дает положительные результаты в обеспечении безопасности работ.

При попадании участков или всего карьера в зону полного обрушения пород от подземных работ важно знать характер перемещения разрыхленных пород в зоне обрушения с тем, чтобы иметь возможность управлять им.

При открытых горных работах в зонах обрушения наиболее опасной формой деформаций подработанных массивов является воронкообразование. При этом решающим следует считать момент выхода воронок обрушения на поверхность.

В связи с этим необходимо подземные горные работы под дном и в бортах карьеров проводить по схемам, которые обеспечивали бы минимальные условия для образования воронок обрушения. Но если избежать образования воронок обрушения не удаётся, то при комбинированной разработке месторождения обязательным условием подземных работ является обеспечение выхода воронки обрушения на поверхность в минимальные сроки.

На условия формирования и развития воронок обрушения существенно влияют физико-механические свойства массива обрушенных пород, определяемые, в частности, его плотностью. Чтобы свести до минимума условия образования и внезапного появления воронок на поверхности, необходимо обеспечить

наибольшее разрыхление массива обрушенных руд и пород. С увеличением плотности возникают условия для формирования пустот над очистными блоками, которые затем могут развиваться в воронки обрушения.

Сыпучие свойства обрушенных скальных пород резко увеличиваются при достижении коэффициента разрыхления $k_p = 1,25 \div 1,30$. Массив обрушенных пород с коэффициентом разрыхления, меньшим указанного предела, можно характеризовать как склонный к воронкообразованию.

Опыт показывает, что образование пустот, завесаний и воронок в существенной степени определяется системой работ. Так вероятность воронкообразования увеличивается при одностадийной отбойке в зажиме по сравнению с вариантом двухстадийной отбойки блоков на компенсационное пространство. Это объясняется меньшими значениями коэффициента разрыхления ($1,06 \div 1,26$) при одностадийной отбойке в зажиме против ($1,35 \div 1,4$) при двухстадийной отбойке.

Другое важное условие, также позволяющее значительно снизить воронкообразование в массиве обрушенной горной массы, заключается в равномерном выпуске отбитой руды по площади блоков. Наиболее приемлем одновременный равномерный выпуск отбитой руды из всех блоков, подрабатывающих участок карьера.

Однако по горно-геологическим и иным объективным причинам на практике реализовать изложенную рекомендацию удастся не всегда. Поэтому в каждом конкретном случае необходимо выбрать такую схему отработки блоков и выпуска руды, которая обеспечивала бы наиболее равномерное перемещение массива обрушенных пород.

Например, для условий крутопадающих залежей А.И. Коваль рекомендует равномерно-последовательный порядок выпуска из возможно большего количества отверстий при минимальном расстоянии между ними и малых дозах выпуска. При этом скорость выпуска должна быть порядка $4-5 \text{ т/м}^2$ в сутки. Выпуск целесообразно начинать с лежачего бока рудной залежи (при больших мощностях залежи), а в направлении простирания кон-

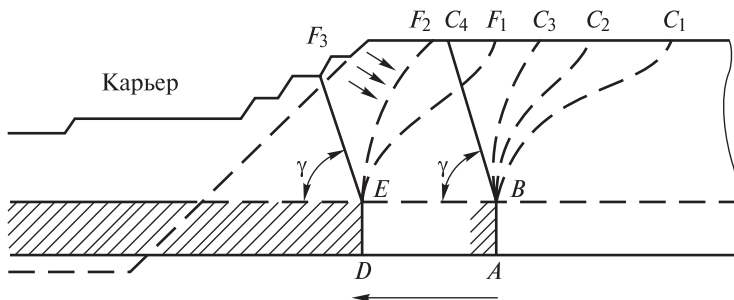


Рис. 11.4. Деформация пород при подработке откоса в направлении от массива

такт «руда — порода» поддерживать плоским, с углом наклона к горизонту порядка 50° . В иных условиях оптимальные схемы и режимы выпуска могут быть другими.

В условиях месторождений, сложенных скальными породами, после выхода воронки обрушения на поверхность дальнейшее развитие зоны обрушения происходит с последовательным образованием консольных зависаний пород (рис. 11.4).

Если забой остановить в положении AB , то с течением времени граница зоны обрушения стабилизируется по линии BC_4 , определяемой углом полного обрушения пород γ .

При этом основное требование к ведению очистных работ в бортах карьера системами с обрушением пород заключается в том, чтобы фронт очистных работ подвигался в направлении карьера, причём желательно равномерно и непрерывно. Этим создаются условия достаточно плавного развития зоны обрушения, захватывающей уступы карьера.

Таким образом, при комбинированной разработке месторождений фронт ведения горных работ необходимо располагать в направлении¹:

- при подземных очистных работах — от массива к карьере;
- при открытых работах — навстречу фронту развития подземных очистных работ.

¹ Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещённой) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых. Утверждена постановлением № 57 Госгортехнадзора России 30.12.97. Срок введения в действие 01.07.97.

Если в кровле обрушаемых блоков имеются монолитные крепкие породы, то процесс обрушения может задержаться, возможны зависания и при дальнейшем увеличении площади подработки возможно внезапное обрушение. Во избежание этого должны быть приняты меры по обеспечению обрушения всей толщи пород до карьера одновременно с обрушением подземного блока после выпуска руды.

Инициировать, а затем и стабилизировать обрушение налегающей толщи можно также принудительным путем, в частности, применением буровзрывных работ.

11.5. ОСОБЕННОСТИ НАПРЯЖЁННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПРОМЕЖУТОЧНОЙ ТОЛЩИ МАССИВА И ОПОРНЫХ ЦЕЛИКОВ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ КАРЬЕРА

Промежуточная толща между подземными и открытыми работами, а также подземные опорные и потолочные целики при комбинированной разработке испытывают сложное напряженное состояние. Это состояние обусловлено действием трех составляющих поля напряжений:

составляющая естественного поля напряжений;

составляющая, обусловленная образованием карьерной выемки;

составляющая, обусловленная сооружением подземных горных выработок.

Удовлетворительного аналитического решения задачи определения и прогноза параметров такого поля напряжений пока нет. Вследствие этого основными методами изучения закономерностей формирования и изменения характеристик этого интегрального поля напряжения и вызываемых им деформаций в массиве пород и находящихся в нем сооружений являются натурные наблюдения и измерения, а также лабораторные эксперименты, включая моделирование.

По результатам исследований¹ установлено, что при ведении открытых горных работ происходит снятие напряжений

¹ Милетенко Н.А. Характер деформирования водозащитного слоя под влиянием открытых и подземных горных работ // ГИАБ. — 2007. — № 1. — С. 132–135.

с надработанного массива пород, вследствие чего происходит изгиб слоя в сторону выработанного пространства, т.е. в сторону карьера (рис. 11.5, *a*).

В результате прогиба слоя в нем появляются растягивающие напряжения, при этом местоположение их максимальных значений совпадает с местоположением точек, имеющих максимальную кривизну. При определенной величине прогиба растягивающие напряжения достигают предела прочности пород на разрыв, и на верхней и нижней поверхностях слоя начинают

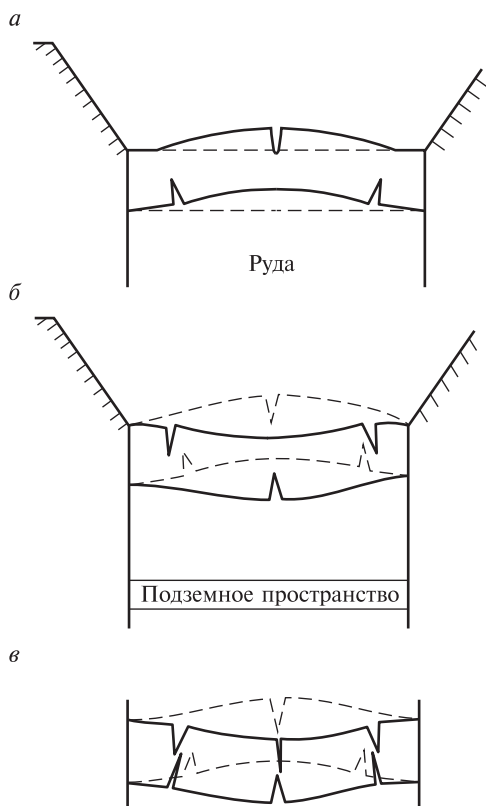


Рис. 11.5. Динамика изменения состояния промежуточного слоя массива пород между подземными и открытыми работами:

a — деформации слоя под воздействием открытых горных работ; *б* — деформации слоя под воздействием подземных горных работ; *в* — деформации слоя под совместным воздействием открытых и подземных горных работ; — — — — исходное положение слоя

проявляться поперечные трещины, глубина которых зависит от величины прогиба и размеров прогибающейся части слоя.

В дальнейшем под влиянием подземных горных работ происходит изменение напряженно-деформированного состояния подработанной толщи. По мере увеличения размеров горной выработки происходит прогиб и смещение подработанных слоев пород в сторону выработанного пространства, и слой подвергается деформациям изгиба подобно плите, защемленной по концам, испытывая при этом знакопеременные деформации.

Одновременно на верхней и нижней поверхностях слоя начинает меняться знак деформаций, т.е. положительная кривизна (выпуклость) меняется на отрицательную кривизну (вогнутость) и сжимающие напряжения меняются на растягивающие (рис. 11.5, б). При этом, поскольку меняется местоположение точек с максимальной кривизной, меняется и местоположение трещин, образуются новые трещины и частично закрываются старые трещины. Очень важно подчеркнуть, что при закрытии трещин сплошность слоя и сцепление пород не восстанавливается.

Отсюда суммарная глубина трещин на участках знакопеременных деформаций будет равна сумме глубин трещин, идущих от верхней и нижней поверхностей слоя.

Разность геологической мощности слоя и суммы глубин трещин, идущих от нижней и верхней поверхности слоя, образованных под влиянием открыто-подземного способа разработки позволяет определить мощность ненарушенного слоя и оценить степень его устойчивости.

При подземной разработке месторождения без обрушения налегающих пород под дном и в бортах карьера очистные камеры могут занимать различные положения относительно контуров карьера. Когда подземные горные работы получают максимальное развитие, а карьер развивается в зоне их влияния, особое внимание должно быть уделено состоянию и устойчивости подземных несущих конструкций, т.е. опорных и потолочных целиков, как наиболее слабому звену в рассматриваемой системе.

Основные особенности распределения напряжений в потолочных целиках над камерами в условиях влияния карьера удобно рассмотреть на конкретном примере Губкинского ГОКа

КМА по результатам исследований методами оптического и математического моделирования.

Губкинский ГОК проектировался для обработки железистых кварцитов открытым способом на Коробковском участке КМА. На этой же территории с 1950-х гг. прошлого столетия под мощным слоем кварцитов (70–100 м) подземным способом отрабатывался один этаж камерной системой разработки на глубинах 230–300 м.

В пределах шахтного поля (4×1,5 км) в нескольких панелях по всей площади располагалось более 200 незаложенных камер с размерами: длина 55 м, ширина 35 м, высота 55 м. Минимальная мощность потолочного целика над камерами равнялась пролёту камер, т.е. 35 м. Предполагалось, что карьер и подземный рудник в течение значительного периода времени будут работать совместно. Принципиальная схема взаимного расположения камер и карьера приведена на рис. 11.6.

Определение устойчивости целиков в зоне влияния откоса борта карьера для рассматриваемых условий приобретает особое значение, так как с этим связаны, в первую очередь, устойчивость борта карьера выше горизонта подземной разработки, выбор методов и последовательности ведения открытых горных работ.

При отсутствии открытой выемки и за пределами зоны влияния борта карьера целики работают в режиме одноосного сжатия, методика расчета таких целиков достаточно известна (например, по методу Л.Д. Шевякова). По мере приближения к откосу условия нагружения целиков изменяются от режимов чистого сжатия к режиму сжатия со сдвигом. При этом в зоне влияния откоса устойчивость целиков будет определяться величиной коэффициента устойчивости, т.е. соотношением сдвигающих и удерживающих сил.

$$n = T/P. \quad (11.1)$$

Сдвигающие силы по потенциальной поверхности разрушения целика в плоском сечении определяются значениями касательных напряжений и направлением их действия по отношению к вертикальной оси целика и будут равны сумме произведений τ_{\max} на длину участка потенциальной поверхности разрушения S_i :

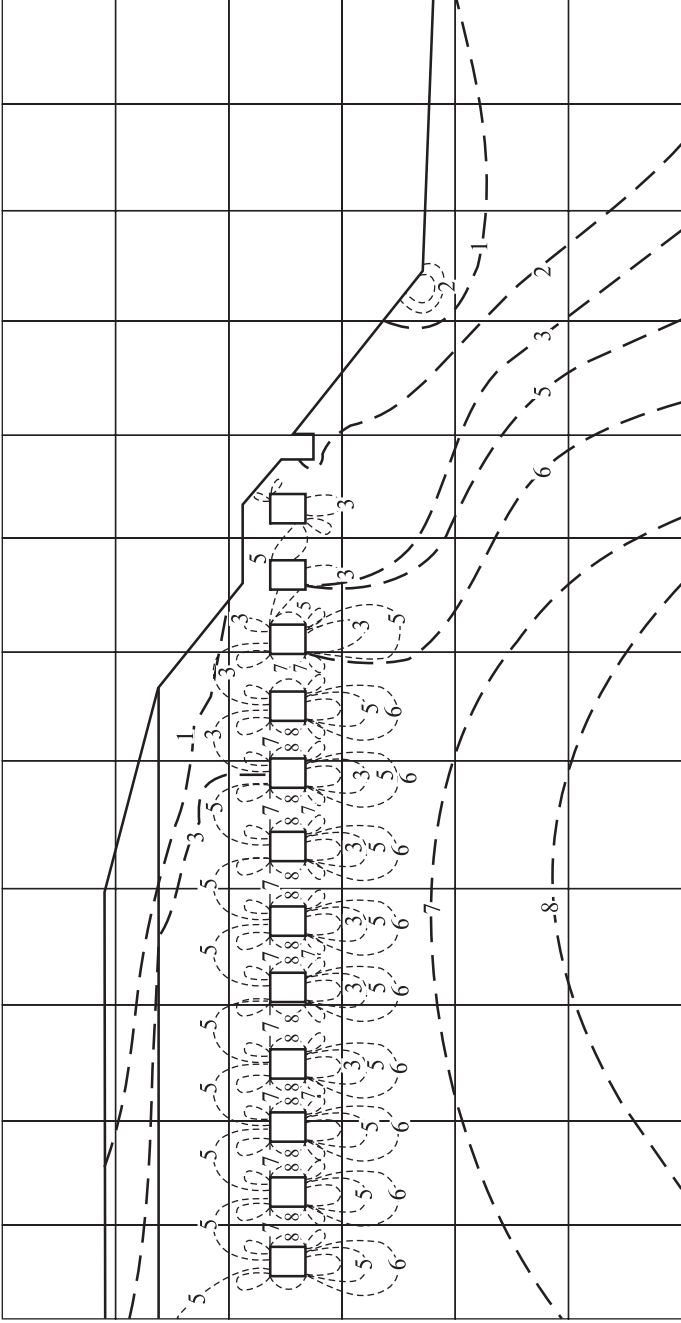


Рис. 11.6. Принципиальная схема взаимного расположения камер и карьера (Губкинский ГОК, КМА). Изолиниями показано распределение максимальных касательных напряжений

$$T = \Sigma \tau_{\max} S_i. \quad (11.2)$$

Удерживающие силы в принципе определяются вертикальной составляющей γH для каждого конкретного целика, но конкретно это выражается через значения нормальных напряжений, действующих перпендикулярно к потенциальной поверхности скольжения:

$$P = \Sigma (\Sigma'_n \operatorname{tg} \varphi + C) S_i. \quad (11.3)$$

где Σ'_n — составляющая нормальных напряжений, перпендикулярных к потенциальной поверхности скольжения; $\operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент трения по этой же поверхности; C — сцепление.

Значения $\operatorname{tg} \varphi$ и C получают испытанием пород по соответствующим направлениям в лабораторных или натуральных условиях.

При моделировании рассматриваемой горно-технической ситуации установлено:

по мере увеличения глубины карьера устойчивость целиков в зоне влияния борта карьера снижается;

влияние глубины открытой разработки на междукамерные целики проявлялось в увеличении напряжений в целиках пропорционально глубине карьера;

в зоне влияния борта карьера изменяется характер работы целиков. Определяющими для устойчивости этих целиков будут не напряжения сжатия, а касательные напряжения, причем потенциальная поверхность разрушения в целиках практически параллельна откосу борта карьера;

в наибольшей степени влияние карьера сказывается на устойчивости первых трех, ближайших к откосу борта целиков;

устойчивость целиков возрастает по мере приближения к откосу;

увеличение размеров горизонтальной площадки в бортах карьера над камерами незначительно снижает значения τ_{\max} в одноименных целиках, направление их действия практически не изменяется и, как следствие, при этом устойчивость целиков под бортом карьера повышается незначительно;

закладка камер, примыкающих к откосу борта карьера, является одним из возможных способов уменьшения нагрузки

на целики. При этом в междокамерных целиках уменьшаются максимальные касательные напряжения и тем самым повышается устойчивость целиков;

с увеличением угла откоса борта карьера максимальные касательные напряжения увеличиваются, устойчивость целиков уменьшается. Влияние угла откоса в наибольшей степени сказывается на ближайшем к откосу целике.

11.6. УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДРАБОТАННЫХ БОРТОВ И УСТУПОВ КАРЬЕРОВ

При расчетах устойчивости подработанных откосов используются те же методы, что и для оценки неподработанных откосов. Однако при этом следует учитывать дополнительные факторы, ухудшающие устойчивость откоса.

В условиях комбинированной разработки при проведении подземных горных работ в зоне влияния карьера (под дном и в бортах) происходит перераспределение напряжений в подработанном массиве, что существенно изменяет условия устойчивости откосов.

Изменение напряженного состояния массива горных пород вызывает, в свою очередь, перераспределение величин и направлений действия (и соотношения) сдвигающих и удерживающих сил по поверхностям скольжения или по граням структурных блоков. Уменьшение устойчивости подработанных откосов происходит в большинстве случаев за счет снижения удерживающих сил, которые могут уменьшаться в результате:

- снижения прочностных характеристик массива пород в подрабатываемых бортах;
- изменения геометрических параметров откоса борта (увеличение высоты, увеличение угла наклона и формы откоса и т.д.);
- изменения направления действия удерживающих (часто и сдвигающих) усилий.

Степень снижения прочностных характеристик (разупрочнения пород) в результате подработки может быть различной и зависит от конкретных условий месторождения:

- интенсивности структурной раздробленности массива;

- ориентировки плоскостей ослабления относительно подземных очистных выработок и элементов карьера;
- начальной прочности массива;
- стадии развития зоны сдвижения;
- степени подработки массива;
- скорости подработки и др.

Массивы скальных, достаточно упругих, средней трещиноватости пород могут снижать прочность при подработке (в зоне сдвижения) в 1,5—2 раза.

Так, С.Т. Колбенков и Н.И. Митичкина отмечают, что на Ткварчельском угольном месторождении наблюдалось несколько случаев оползней склонов гор, подработанных очистными выработками. Установлено, что оползню предшествовало значительное снижение прочностных свойств пород. Нарушение структуры массива в этом случае привело к уменьшению углов внутреннего трения в среднем на 18–20%, а величины сцепления — на 45%.

Можно предположить, что в пластичных, хорошо деформирующихся породах степень разупрочнения массива при подработке несколько ниже. Однако, несомненно, что во всех случаях подработка существенно снижает прочность массива, приводит к его разуплотнению. Ослабляющее действие подработки на устойчивость откосов бортов и уступов может быть учтено путём использования структурных, прочностных и других характеристик подработанного массива, определённых общеизвестными полевыми и лабораторными методами.

Более сложную задачу представляет прогнозирование фактора изменения геометрии борта карьера, так как это неизбежно вызывает перераспределение действующих в нем напряжений и деформаций массива пород борта. С.Г. Авершин утверждал, что при прочих равных условиях, при этом решающее значение имеют соотношения горизонтальных составляющих векторов деформации (рис. 11.7).

При сдвигении горных пород подработанный откос будет стремиться к положению, показанному штриховой линией, вызывая растягивающие напряжения на участке AO и сжимаю-

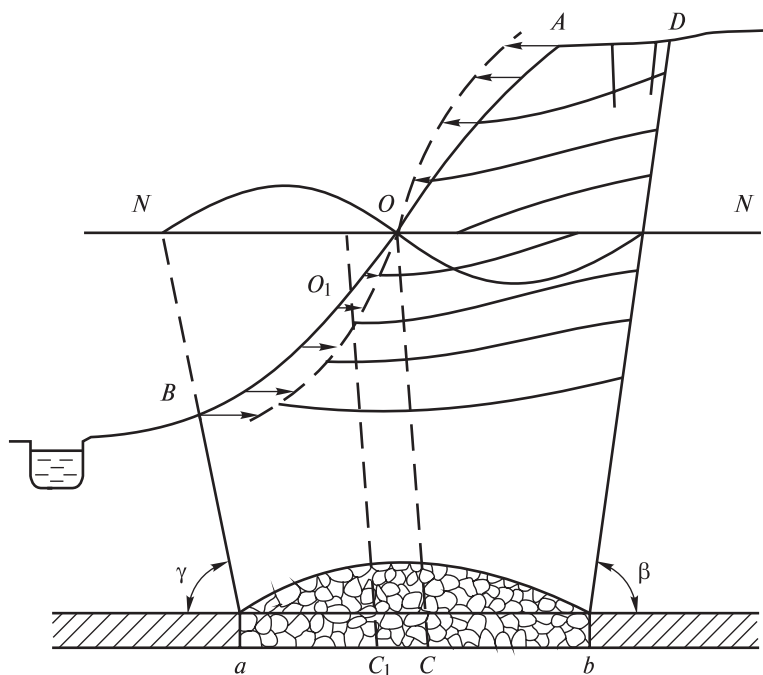


Рис. 11.7. Сдвигение пород при подработке откосов (по С.Г. Авершину). Штриховой линией показано положение, к которому будет стремиться подрабатываемый откос. MON — эпюра напряжений в откосе

щие — на участке BO . И то, и другое в общем случае приводит к снижению устойчивости откоса в целом. Возможно также такое взаимное положение откоса VOA и выработки ab , когда последняя практически не снизит устойчивость откоса.

Опыт совместной разработки месторождения «Норильск-1» карьером «Угольный ручей» и подземным рудником «Заполярный» детально рассмотрен Б.П. Юматовым. Горные работы карьера и рудника двигались навстречу друг другу. Наблюдения за сдвижением массива горных пород и уступов карьера показали, что как в процессе развития зоны обрушения в массиве, так и после выхода ее на поверхность существенных деформаций откосов борта и уступов карьера не отмечалось. Результирующий угол наклона откоса борта составлял $20\text{--}22^\circ$ при $35\text{--}40^\circ$ по предельному контуру.

При подработке бортов карьеров развитие процессов сдвижения пород необходимо учитывать при определении потенциальной поверхности скольжения откоса. С этой целью, прежде всего, рассматривают поверхности, проходящие через характерные зоны и точки мульды сдвижения пород, образуемые на поверхности от проведения подземных очистных работ (рис. 11.8).

Г.Л. Фисенко¹ считает, что характер деформирования подрабатываемых откосов зависит также от соотношения геометрических и прочностных параметров пород, участвующих в сдвижении массивов. Если массив борта сложен прочными породами, то это соответствует условию

$$\Sigma_0 / k > \gamma H \text{ или } H < \Sigma_0 / k \gamma, \quad (11.4)$$

где H — глубина подземных горных работ под откосом (наибольшая); Σ_0 — предел прочности массива пород на одноосное сжатие, МПа; γ — плотность пород в массиве; k — коэффициент структурного ослабления.

В этом случае сдвижение пород происходит в виде последовательного прогиба слоев (рис. 11.8, *a*).

В породах более слабых или при соотношениях

$$H > \Sigma_0 / k \gamma, \quad (11.5)$$

наблюдается другая схема сдвижения (см. рис. 11.8, *б*), обусловленная возникновением площадок скольжения в зонах опорного давления очистной выработки и недостаточным сопротивлением сдвигу по подошве призмы в нижней части откоса. Характерно, что целики, оставленные в выработанном пространстве, в этом случае будут разрушаться от сжатия со сдвигом. Несущая способность целиков в данном случае предполагается значительно ниже, чем при одной вертикальной нагрузке сжатия.

Возможна и третья схема, отмечает Г.Л. Фисенко, которая характеризуется наличием мощной толщи рыхлых пород (наносов) на откосе (склоне). В этом случае подработанная толща пород с наносами прогибается, вследствие чего уменьшается боковой распор в рыхлых породах и нарушается их равновесие.

¹ Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. — М.: Недра, 1976. — 272 с.

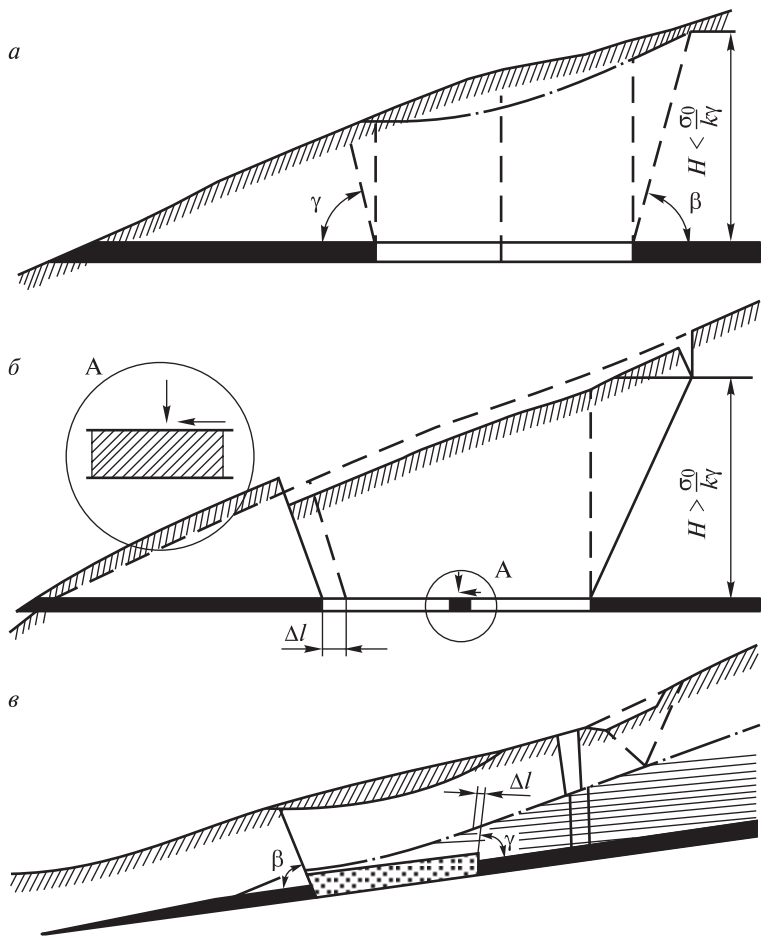


Рис. 11.8. Формы сдвижения горных пород при подработке склонов: *a* — при выемке пологих пластов, залегающих в прочных породах; *б* — то же, в слабых и средней прочности породах; *в* — то же, под склонами, покрытыми мощным чехлом слабых (или рыхлых глинистых) пород

11.7. ПОГАШЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ПУСТОТ В БОРТАХ И ПОД ДНОМ КАРЬЕРА

Практика совместной и повторной разработки месторождений открытым способом в зоне подземных работ показывает, что одним из важнейших условий успешной работы карьера является выбор эффективного способа погашения пустот, об-

разовавшихся в результате подземной разработки, к которому предъявляется ряд требований, предусматривающих обеспечение безопасности работ в карьере при минимальных затратах.

Известны следующие способы погашения пустот, которые различаются как по степени обеспечения безопасности работ после погашения пустот, так и по затратам средств, труда и времени на погашение:

- изоляция пустот;
- обрушение окружающего массива пород;
- закладка подземных выработанных пространств;
- комбинированные способы.

Погашение пустот путём их изоляции применяется сравнительно редко. Это объясняется необходимостью полноты представлений о поведении массивов при разработке и отсутствием достаточно разработанных научных основ технологии.

При выборе способа погашения пустот применительно к вопросам комбинированной отработки имеет большое значение их местоположение относительно карьера. Исходя из этого рассмотрим отдельно методы погашения пустот внутри проектных контуров и вне их, т.е. в бортах или под дном.

Погашение подземных пустот в контурах ведения работ в карьере.

Основной целью погашения пустот, попадающих в выемочные контуры карьера, является обеспечение безопасности людей и безаварийности работы механизмов при ведении горных и транспортных операций в карьере. Специфическими условиями погашения пустот в этом случае являются:

- работа людей и механизмов непосредственно в зоне пустот или в зоне их погашения;
- включение зон погашения пустот в добычные участки;
- сравнительно непродолжительный интервал времени между моментом погашения пустот и началом горных работ в этой зоне (от нескольких дней до нескольких месяцев).

Эти обстоятельства непременно должны быть положены в основу выбора и осуществления способа погашения пустот в контурах карьера.

Считается, что более простым в исполнении и более экономичным является метод погашения пустот обрушением окружающего массива пород, осуществляемый, как правило, на основе комплекса буровзрывных работ. Достоинствами этого способа погашения пустот являются:

- несколько меньшие первоначальные затраты на собственно погашение пустот;
 - возможность создания значительных запасов взорванной руды.
- К основным недостаткам этого способа относятся:
- отсутствие гарантий погашения пустот, а следовательно, и отсутствие гарантий обеспечения безопасности работ в зоне погашения;
 - невозможность контроля за состоянием и развитием пустот;
 - сложности в увязке операций по погашению пустот и очистных работ на участке погашения;
 - существенное (в отдельных случаях — полное) разрушение смежных междукамерных и межпанельных целиков при посадке потолочины камеры;
 - значительное снижение производительности труда горнорабочих и механизмов при работе в зоне обрушения пустот;
 - необходимость осуществления мер по снижению сейсмического воздействия взрывов при погашении пустот на целики и уступы;
 - осложнения при сооружении транспортных коммуникаций (особенно капитальных) через зоны обрушения или с учетом зон обрушения. Увеличение эксплуатационных транспортных расходов в связи с обрушением пород;
 - необходимость организации сложной системы контроля за состоянием массивов необрушенных и обрушенных пород, за состоянием междукамерных целиков, камер;
 - омертвление значительных сумм оборотных средств при значительном опережении погашения пустот и др.

Рассматривая эти положения, необходимо отметить следующее.

Как известно, буровзрывное разрушение горных пород представляет собой весьма сложный и трудноуправляемый процесс. Результаты этого способа разрушения пород зависят от множества факторов, большинство которых заданы и неизменяемы

(структурная раздробленность массива пород, анизотропия его прочностных и упругих характеристик и др.). Рассматриваемые условия с этой точки зрения еще более осложняются конфигурацией пустот в массиве массива, условиями работы зарядов ВВ.

Все это приводит к тому, что в настоящее время очень сложно осуществить достаточно точный расчет массы заряда и расположения его в обрушаемом массиве пород потолочины и целиков, которые позволили бы гарантировать полное и равномерное заполнение имевшихся и образуемых пустот обрушенной массой. Иначе говоря, не исключается вероятность того, что останутся значительные объемы пустот непогашенными. А для создания аварийной ситуации для работающих людей и механизмов в карьере достаточно в зоне погашения иметь остаточные пустоты даже сравнительно небольших размеров, например, порядка 2,5–3 м шириной.

Другая характерная особенность ситуации, создающейся в зоне погашения пустот взрывным способом и являющейся, в известной мере, следствием предыдущего, это практически полная потеря контроля над состоянием и развитием пустот. Если до момента производства взрыва в любом случае имеется возможность определить местоположение, размеры, форму и другие параметры пустот с любой необходимой точностью и надежностью, то после взрывного обрушения наличие или отсутствие пустот точно установить невозможно.

Последнее обстоятельство имеет исключительно важное значение для разработки и осуществления мер безопасного ведения горных работ в зоне взрывного погашения пустот, поскольку практически невозможно обеспечить гарантии безопасности ведения дальнейших работ в карьере.

При рассмотрении вопросов проведения горных работ в зоне обрушения пустот следует также иметь в виду последствия ударного и сейсмического воздействия взрывов, осуществляемых с применением значительного количества взрывчатых веществ.

Механизм данного процесса может быть разделен на две составляющие:

- непосредственное ударное воздействие взрыва и обрушающейся горной массы на ближайшие междукамерные целики;
- сейсмическое воздействие взрыва.

В первом случае действуют взрывные скважины, пробуриваемые из карьера для погашения потолочины, часть которых неизбежно придется располагать и в прилегающих междукамерных и межпанельных целиках. Заряды этих скважин разрушают полностью или частично верхнюю часть целиков и серьезно нарушают сплошность (а, следовательно, снижают устойчивость) остальной части их.

Вслед за этим ослабленные целики подвергаются мощному динамическому воздействию обрушенной горной массы потолочины. Динамические напряжения в целиках обычно в несколько раз превышают допустимые, целики разрушаются, но неравномерно, что зависит от их напряжённого состояния и прочности. В частности, отдельные участки (например, целики на сопряжениях выработок) могут разрушиться меньше и даже сохраниться.

Например, установлено, что в условиях системы разработки, применяемой на шахте им. Губкина, наиболее слабыми звеньями в общей системе являются междукамерные целики; несущая способность межпанельных целиков в 1,5 раза, а зон пересечения выработок — в 2,5 раза больше, чем у междукамерных целиков.

Серьезные разрушения целиков и кровли камер происходят также в результате сейсмического воздействия карьерных взрывов (в том числе при погашении пустот).

Наблюдениями, проведенными на ряде предприятий (Зыряновском, Норильском комбинатах и др.), установлено, что после взрыва в карьере заряда массой 6–7 т образуются вывалы из кровли камер объемом 5–10 м³ на расстоянии до 400 м, а взрыв заряда массой 5,6 т на расстоянии 65 м вызвал такие отслоения, которые заполнили камеру на 5–10 м.

Другой широко распространенный способ погашения пустот при совместной или повторной разработке месторождения — закладка их различными материалами. Назначение и эффективность этого способа погашения пустот зависят от условий конкретного месторождения, предприятия и наличия материала закладки.

Общими достоинствами этого способа являются:

- возможность наиболее полного погашения пустот;

- исключение аварий в карьере, связанных с наличием пустот;
- контролируемость за состоянием пустот на любой стадии горных работ;
- обеспечение сохранности междукамерных и межпанельных целиков, потолочин близлежащих камер, подземных горных выработок;
- при ведении горных работ в зонах заложенных камер достигается большая производительность оборудования и труда рабочих в карьере, чем при взрывном погашении пустот;
- обеспечивается более интенсивное и планомерное развитие горных работ в карьере.

К недостаткам методов погашения пустот закладкой относятся:

- относительно высокие капитальные и эксплуатационные затраты;
- повышенное разубоживание руд при открытой разработке участков с заложенными камерами и необходимость тщательной селективной выемки закладки из камер;
- подача в подземные выработки значительного количества воды при гидрозакладке камер.

Во избежание высокого разубоживания проф. Д.М. Казикаевым предложено в качестве закладки подземных камер использовать полезное ископаемое, извлекаемое в ходе подземных или открытых работ. В определённых случаях это обеспечивает существенный экономический эффект.

Погашение пустот вне контура работ в карьере (в постоянных бортах карьера).

Выбор способа погашения пустот, попадающих в контуры постоянных бортов карьера, должен определяться степенью влияния пустот на устойчивость постоянных бортов, т.е. влиянием пустот на напряженно-деформированное состояние массива пород в бортах. С этой точки зрения вся совокупность камер в бортах карьера может быть разделена на три категории:

1 — камеры, пересекаемые откосом борта или находящиеся на таком расстоянии от откоса, что могут непосредственно вызвать его деформацию;

2 — камеры, находящиеся в зоне возможного сдвижения борта карьера (т.е. между первой группой камер и вероятной линией скольжения массива пород борта);

3 — камеры, расположенные за линией возможного скольжения в глубине борта карьера.

Напряжённое состояние массива пород вокруг камер третьей группы (целики, потолочина, днище) остается неизменным и не определяет условия безопасности работ в карьере. Следовательно, эти камеры могут быть оставлены непогашенными.

Камеры второй группы и целики вокруг них подвержены существенному влиянию выемки карьера. Междуканнерные целики в этой области работают на срез, что при неблагоприятной трещинной тектонике участка может привести к ослаблению и заметному уменьшению устойчивости борта. Поэтому эти камеры следует заложить, что более чем на 30% повысит устойчивость пород в этом опасном сечении.

Расчеты, а также наблюдения в натуральных условиях показывают, что повышение несущей способности и устойчивости междуканнерных целиков при закладке смежных камер происходит в результате уменьшения величин (иногда и направления действия) касательных напряжений в целиках, являющихся, как известно, наиболее вероятной причиной их разрушения. При этом достаточно применять наиболее дешёвую несвязную закладку.

Камеры первой группы, наиболее близко расположенные к откосу борта карьера, также должны быть заложены, но в силу того, что эти камеры пересекаются откосом борта (или верхняя часть камер оказывается от поверхности откоса на расстоянии, меньшем безопасной толщины потолочины), здесь необходимо создать более прочный массив закладки, что обеспечивается применением твердеющей закладки.

12.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ

Наличие водных объектов и обводнённость месторождений полезных ископаемых существенно усложняет проведение горных работ. При этом по характеру, величине и продолжительности притоки подземных вод в горные выработки весьма разнообразны. Количественно это выражается коэффициентом водообильности (K_B), который представляет собой отношение количества воды в кубических метрах, откачиваемой за определенный период (обычно за год), к количеству добытого за этот же период полезного ископаемого.

Степень обводнённости шахтных полей и горных выработок, а также изменение её во времени зависит от ряда природных и искусственных факторов.

Природные факторы включают:

а) климатические (количество выпадающих атмосферных осадков, температура, испарение, степень влажности и др.). Установлено, что в период паводков притоки воды в горные выработки увеличиваются на 30–40% по сравнению со среднегодовыми при горизонтальном залегании и иногда на 200–300% при развитии карста или наличии дизъюнктивных нарушений;

б) геоморфологические (рельеф местности, степень обнаженности коренных пород, наличие многолетней мерзлоты, поверхностных текущих вод и др.). Как правило, наиболее обводненными горными выработками являются те, которые расположены под долинами рек и оврагов;

в) геологические (литологический состав вмещающих пород, структурные особенности, тектонические нарушения). При этом

наиболее сложные гидрогеологические условия наблюдаются на месторождениях, где полезное ископаемое залегает между рыхлыми водопроницаемыми породами.

Весьма неблагоприятные условия при ведении горных работ создаются при вскрытии песков — пльвунов, даже если общая обводнённость массива пород невысокая.

В скальных породах существенные осложнения ведения горных работ возникают при вскрытии крупных тектонических трещин или геологических нарушений, карстовых зон. В таких случаях возможны резкое увеличение водопротоков в горные выработки, внезапные прорывы, обрушение кровли и пр.;

г) гидрогеологические (количество водоносных горизонтов, их мощность, напоры, гидравлическая связь с поверхностными водами, изменение водопроницаемости пород с глубиной и др.).

Искусственные факторы обводнённости горных объектов:

а) вскрытие горными выработками незатампонируемых скважин или старых заброшенных выработок. Обычно при ликвидации скважин глубинного водоотлива извлекаются обсадные трубы, и производится их тампонаж вязким глинистым раствором или цементом. При некачественном тампонаже скважин вода может прорваться в горные выработки, сопровождаясь выносом обломочного материала, разрушением кровли и оборудования. В целях безопасности ведения горных работ бурение технических скважин обычно прекращают за 2–3 метра до встречи с горной выработкой.

В старых заброшенных выработках может скапливаться большое количество воды. Как правило, такие воды кислые и агрессивны по отношению к оборудованию. Прорывы воды в действующие горные выработки весьма опасны и носят катастрофический характер;

б) способ и системы разработки. При проведении горных работ с обрушением кровли на поверхности образуются локальные понижения в рельефе (воронки, трещины), которые способствуют скоплению застойных вод и проникновению их в более глубокие горизонты и непосредственно в горные выработки.

Таким образом, при решении вопросов безопасной подработки водных объектов приходится учитывать не только геомеханичес-

кие процессы в массивах пород, но и динамику подземных вод, а также закономерности размывания и перемещения насыщенных водой грунтовых масс и пород, т.е. гидрогеомеханические явления, которые в настоящее время мало изучены и их решение обычно сопровождается значительными трудностями.

Фактически, все горные предприятия сталкиваются с проблемами подработки водных объектов, поскольку по виду и типу водные объекты весьма многочисленны и разнообразны.

С точки зрения особенностей гидрогеомеханических процессов в качестве основных классификационных признаков водных объектов целесообразно принять:

- виды воды в водном объекте;
- положение водного объекта относительно земной поверхности;
- характер распространения водного объекта.

Вода в водном объекте может находиться в виде:

- естественных или искусственных скоплений (моря, озера, водохранилища, реки и др.),
- гравитационной воды в порых и трещинах скальных горных пород или их отвалов,
- пленочной воды в порых глинистых и песчано-глинистых пород и техногенных отложений.

В соответствии с видом воды все водные объекты подразделяются на три типа: **истинные, переходные и специфические** (табл. 12.1).

Истинные водные объекты представляют собой естественные или искусственно созданные сосредоточения гравитационной воды, которые при подработке могут являться источниками ее внезапных катастрофических прорывов в горные выработки, приводящих к затоплению участка ведения горных работ или полностью шахты.

Подработка истинных подземных водных объектов в практике горного дела — обычное явление для всех месторождений, расположенных ниже уровня подземных вод.

В результате подработки высокопроницаемых водоносных горизонтов, комплексов, зон трещиноватости возможны осложнения в проведении горных работ (увеличение общешахтных

Классификация подрабатываемых водных объектов

| Тип | Класс | Вид | Водные объекты |
|----------------------|---------------|-----------|---|
| Истинные | Поверхностные | Площадные | Моря, озёра, водохранилища, пруды, затопленные карьеры |
| | | Линейные | Реки, каналы, лотки, трубопроводы |
| | Подземные | Площадные | Водоносные горизонты и комплексы, подземные водохранилища |
| | | Линейные | Водоносные разломы и зоны дробления, затопленные горные выработки, гидротехнические тоннели и штольни |
| Переходные | Поверхностные | Площадные | Болота, шламохранилища, хвостохранилища |
| | | Линейные | Сели, ледники |
| | Подземные | Площадные | Псевдопльвунные породы |
| | | Линейные | Разломы, зоны дробления, заполненные водой и псевдопльвунными породами |
| Специфические | Поверхностные | Площадные | Торфяники, золоотвалы, отвалы песчано-глинистых пород |
| | | Линейные | Опльвины |
| | Подземные | Площадные | Истинные пльвуны, воронки обрушения, заполненные песчано-глинистыми породами |
| | | Линейные | Горные выработки, подвергнутые противопожарному заиливанию |

водопритоков, интенсификация водопроявлений на отдельных участках, внезапные прорывы подземных вод, вторичное обводнение подготовленных к выемке или ранее осушенных запасов, повышение влажности добытого ископаемого выше установленных нормативных значений и т.д.).

Подработка таких водных объектов, как трубопроводы, незащитонированные водопонижающие, наблюдательные, геолого-разведочные и другие скважины, может привести к некоторой

интенсификации водопроявлений и осложнениям при ведении горных работ.

Переходные водные объекты — естественные или искусственно созданные скопления гравитационной воды, которые залегают на легко размываемых водонасыщенных песчано-глинистых грунтах, содержащих преимущественно пленочную воду. Подработка таких объектов может сопровождаться внезапным прорывом в горные выработки псевдоплывуновых пород или воды с интенсивным выносом размытых горных пород.

Специфические водные объекты — естественные или искусственно созданные сосредоточения песчано-глинистых отложений, содержащих преимущественно пленочную воду. При подработке такие водные объекты являются или могут явиться источником внезапных прорывов в горные выработки истинных плывунов, увлажненных глин и песчано-глинистых пород.

Внутри каждого типа водные объекты по их расположению относительно земной поверхности делятся на два класса: *поверхностные* и *подземные*.

Как поверхностные, так и подземные водные объекты по характеру распространения подразделяются на площадные и линейные.

Нередко водный объект по выделенным признакам является сложным (или составным). При этом указанные последствия подработки тех или иных водных объектов носят лишь принципиальный и весьма упрощённый характер, а в реальных условиях подработка какого-либо конкретного водного объекта может осложняться дополнительными факторами, часто встречается одновременная подработка нескольких водных объектов, относящихся к разным классам или типам. В этих случаях возникают комплексные осложнения. Например, при подработке истинного и специфического водных объектов могут наблюдаться как прорывы воды, вторичное обводнение подготовленных к выемке руд, повышение влажности добытой руды, интенсификация водопроявлений на отдельных участках, так и внезапные прорывы плывуновых песков, увлажненных глин или песчано-глинистых пород.

12.2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ ПОДРАБОТКЕ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ

В зависимости от типа, класса и вида водных объектов могут применяться системы разработки месторождений с поддержанием выработанного пространства или с обрушением полезного ископаемого и вмещающих пород. При этом применение тех или иных систем разработки определяется, исходя из определённых соотношений между пространственным расположением водного объекта, геометрическими параметрами месторождения и параметрами зон геомеханического преобразования массива горных пород.

В главе 4 (рис. 4.1) были приведены принципиальные схемы и детально описаны зоны различного напряжённого состояния и сдвижения вокруг очистных выработок, при этом были выделены 6 зон: I — беспорядочного обрушения; II — разломов, где преобладает сдвиг отдельных блоков пород; III — активных трещин; IV — локальных трещин; V — плавного прогиба; VI — опорного давления.

Так, при попадании истинных водных объектов в I и II зоны может происходить катастрофический прорыв воды с полным затоплением горных выработок. Если водный объект попадает в зону III и IV, образующих вместе зону водопроводящих трещин, то происходит интенсивное увеличение притока воды в горные выработки. Из водных объектов, расположенных в зоне V и VI, вода в выработки не поступает.

Например, в случае разработки калийных месторождений из-за опасности затопления подземных выработок горные работы должны проводиться таким образом, чтобы исключались сдвигения и деформации подрабатываемых пород, приводящие к образованию водопроводящих трещин или к обрушению водозащитной толщи. Поэтому с целью предотвращения сдвижения пород применяются камерно-столбовые системы разработки с последующим заполнением камер закладочным материалом (пустые породы, отходы калийного производства).

Допустимое оседание расположенной над калийными пластами водозащитной толщи определяется с учетом безопасного трещинообразования в зависимости от суммарной мощности

**Рекомендации по выбору систем подземной разработки месторождений
под водными объектами**

| Условия разработки (принципальные схемы) | Условия ведения горных работ под водными объектами | Дополнительные условия | Рекомендуемые системы разработки |
|---|---|---|---|
| Под истинным поверхностным водным объектом | $H_{\Gamma} > H_{звт}$ | – | С обрушением руды и вмещающих пород |
| Под истинным подземным водным объектом | Соотношения между H_{Γ} и $H_{звт}$ не нормируются | Необходимая степень осушения достигается | С обрушением руды и вмещающих пород |
| | | Необходимая степень осушения не достигается | С поддержанием выработанного пространства |
| Под переходным поверхностным водным объектом | $H_{\Gamma} > H_{збс}$ | – | С обрушением руды и вмещающих пород |
| | $H_{\Gamma} \leq H_{збс}$ | – | С поддержанием выработанного пространства |
| Под переходным подземным водным объектом | $H_{\Gamma} > H_{збс}$ | – | С обрушением руды и вмещающих пород |
| | $H_{\Gamma} \leq H_{збс}$ | Необходимая степень осушения достигается | С поддержанием выработанного пространства |
| Под специфическим поверхностным водным объектом | $H_{\Gamma} > H_{збо}$ $H_{\Gamma} \leq H_{збо}$ | – | С обрушением руды и вмещающих пород |
| | $H_{\Gamma} \leq H_{збо}$ | $l_{кр} < L$ или $m_{ср} > n L$ | С поддержанием выработанного пространства |
| Под специфическим подземным водным объектом | $H_{\Gamma} > H_{збо}$ $H_{\Gamma} \leq H_{збо}$ | – | С обрушением руды и вмещающих пород |
| | $H_{\Gamma} \leq H_{збо}$ | $l_{кр} < L$ или $m_{ср} > n L$ | С поддержанием выработанного пространства |
| <p><i>Примечание.</i> H_{Γ} — расстояние от кровли выработанного пространства до водного объекта перпендикулярно к напластованию, м; $H_{звт}$, $H_{збс}$, $H_{збо}$ — соответственно высота зоны водопроводящих трещин, зоны блокового сдвига пород и зоны беспорядочного обрушения, м; $l_{кр}$ — расчетная предельная глубина продвижения фронта песчано-глинистых грунтов в обрушенных скальных породах, м; L — мощность породной подушки, м; $m_{ср}$ — средняя мощность пород, опасных по прорывам в горные выработки, м; n — пористость породной подушки.</p> | | | |

отрабатываемых пластов и междупластий, степени заполнения камер закладочным материалом и усадки.

Таким образом, в основу рекомендаций по выбору систем подземной разработки месторождений под истинными и переходными водными объектами могут быть положены соотношения расстояния от кровли выработанного пространства до водного объекта перпендикулярно к напластованию (H_r) и параметрами зон беспорядочного обрушения ($H_{збо}$), зон блокового сдвига пород ($H_{зс}$) и зон водопроявляющих трещин ($H_{звт}$) (табл. 12.2).

Кроме того, для подземных истинных и переходных водных объектов в качестве дополнительных условий выступает необходимость достаточной степени их осушения.

Для специфических водных объектов выбор систем производится на основе сопоставления мощности и пористости покрывающей породной подушки над горными выработками и мощностью опасных по прорывам грунтов и критической глубиной их проникновения в обрушенные скальные породы.

При этом в каждом случае подработки водных объектов необходимо учитывать соотношения характерных размеров самих водных объектов с размерами областей геомеханического изменения массивов пород при ведении очистных работ.

Например, для таких истинных водных объектов, как реки, пруды, озера, подземные водохранилища, на очистные работы будет фактически оказывать влияние весь водный объект.

Для водоносных горизонтов и комплексов область влияния будет неизмеримо выше и может измеряться сотнями метров и километрами; а теоретически достигать размеров всей области питания водного объекта.

При подработке специфических водных объектов область влияния ограничивается пределами воронки обрушения.

12.3. КАТЕГОРИИ ОПАСНОСТИ ДЛЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ПРОРЫВАМ ВОДЫ И ГРУНТА В ОЧИСТНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Как у нас в стране, так и в зарубежной горной практике накоплен большой опыт эксплуатации, строительства и про-

ектирования разработки месторождений полезных ископаемых под водными объектами. При этом гидрогеологические условия рассматриваются с учетом изменений фильтрующей среды в процессе геомеханических преобразований подработанного массива горных пород.

Многообразие водных объектов, уникальность горно-технических условий освоения каждого месторождения требуют индивидуального подхода к оценке возможностей и последствий подработки водных объектов. Однако современные теоретические представления об условиях формирования прорывов, как чистой воды, так и воды с интенсивным выносом размываемых горных пород, а также увлажненных песчано-глинистых грунтов позволяют подойти к рассмотрению опыта разработки месторождений под водными объектами с общих позиций.

В зависимости от типа подрабатываемых водных объектов и сопровождающих подработку гидрогеомеханических явлений для всех горных предприятий на основании предварительного анализа условий подработки водных объектов можно установить категории опасности прорывов воды, воды с интенсивным выносом размываемых горных пород и прорывов увлажненных песчано-глинистых грунтов. В свою очередь, в зависимости от категории опасности можно заранее разработать мероприятия по предотвращению осложнений при подработке водных объектов (табл. 12.3).

Как следует из данных табл. 12.3 имеется достаточно широкий диапазон мероприятий, применение которых снижает вероятность осложнений при подработке различных водных объектов, но при этом нельзя полностью исключить дополнительное воздействие каких-либо неучтенных факторов. Исходя из этого, в каждом конкретном случае подработка водных объектов будет носить индивидуальный характер, хотя общие схемы и подходы раздельно для каждого класса водных объектов разработаны уже в настоящее время. При этом для каждого класса подрабатываемых водных объектов наблюдаются характерные особенности развития гидрогеомеханических явлений.

Категории опасности для горных предприятий по прорывам воды и грунта в очистные выработки

| Категории опасности | Осложнения при подработке водных объектов | Класс водного объекта | Вид водного объекта | Условия ведения горных работ | Мероприятия по предотвращению осложнений |
|---|---|---------------------------|----------------------|------------------------------|---|
| I. Подрабатываемый истинный водный объект. | | | | | |
| Не опасная по прорывам воды | Осложнений не наблюдается | Поверхностный и подземный | Площадной и линейный | $H_{г} \geq H_{звт}$ | Мероприятия не предусматриваются |
| Малоопасная по прорывам воды | Увеличение влажности добываемой руды | Подземный | Площадной | $H_{г} < H_{звт}$ | Локальный дренаж добычных участков |
| | | | Линейный | $H_{г} < H_{звт}$ | Локальный дренаж добычных участков, повторное тампонирование скважин, упорядочение шахтного водоотлива |
| Опасная по прорывам воды | Вторичное обводнение ранее осушенных руд | Подземный | Площадной | $H_{г} < H_{звт}$ | Дополнительный дренаж недосушенных водоносных пластов, горизонтов и ком-плексов |
| | | | Линейный | $H_{г} < H_{звт}$ | Дренаж зон дробления и разрывных тектонических нарушений, повторное тампонирование скважин |
| | Прорывы воды из поверхностных водных объектов | Подземный | Площадной и линейный | $H_{г} < H_{звт}$ | Отвод поверхностных водотоков, ликвидация поверхностных водоемов, осушение предохранительных целиков, разработка месторождений системами с поддержанием выработанного про-странства |

| | | | | | |
|---|---|----------------------------|----------------------|----------------------------|--|
| Весьма опасная по прорывам воды | Прорывы воды из подземных водных объектов | Подземный | Площадной | $H_{\Gamma} < H_{3вт}$ | Осушение шахтных полей, оставление предохранительных целиков, разработка месторождений системами с поддержанием выработанного пространства |
| | | | | Линейный | $H_{\Gamma} < H_{3вт}$ |
| II. Подрабатываемый переходный водный объект | | | | | |
| Не опасная по прорывам воды с интенсивным выносом размытых горных пород | Осложнений не наблюдается | Поверхностный и подземный | Площадной и линейный | $H_{\Gamma} \geq H_{3вт}$ | Мероприятия не предусматриваются |
| | | | | $H_{3бс} < H_{3вт} \leq H$ | Перехват потока подземных вод из подрабатываемого водного объекта в зоне водопротяжных трещин |
| Малоопасная по прорывам воды с интенсивным выносом размытых горных пород | Увеличение водопритоков в выработки, увеличение влажности, засорение руды песчано-глинистыми породами | Поверхностный Подземный | Площадной и линейный | $H_{3бс} < H_{3вт} \leq H$ | Предварительное осушение псевдоплывунных пород, разломов, зон дробления, карстовых пустот, заполненных водой и псевдоплывунными породами |
| | | | | $H_{3бс} < H_{3вт} \leq H$ | Предварительное осушение псевдоплывунных пород, разломов, зон дробления, карстовых пустот, заполненных водой и псевдоплывунными породами |

| Категории опасности | Осложнения при обработке водных объектов | Класс водного объекта | Вид водного объекта | Условия ведения горных работ | Мероприятия по предотвращению осложнений |
|--|---|----------------------------|--|--|---|
| Опасная по прорывам воды с интенсивным выносом размытых горных пород | Небольшие и средние по интенсивности прорывы воды с интенсивным выносом размытых пород; вторичное обводнение ранее осушенных руд; небольшие и средние прорывы песчано-глинистых грунтов в выработки | Подземный | Площадной и линейный | $H_T \leq H_{36c}$ | Предварительное осушение псевдоплывунных пород, разломов, зон дробления, карстовых пустот, заполненных водой и псевдоплывунными породами |
| Весьма опасная по прорывам воды с интенсивным выносом размытых горных пород | Крупные и катастрофические прорывы воды с интенсивным выносом размытых пород | Поверхностный Подземный | Площадной и линейный Площадной и линейный | $H_T \leq H_{36c}$ $H_T \leq H_{36c}$ | Ликвидация специфического водного объекта или переход на системы с подержанием выработанного пространства Необходимая степень осушения специфического водного объекта не достигаются или проведение профилактически мероприятий экономически (технически) нецелесообразно. Переход на системы разработки с поддержанием выработанного пространства |

12.4. ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ПРИ ПОДРАБОТКЕ ИСТИННЫХ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ

Особенности формирования гидрогеомеханических явлений в случае подработки истинных водных объектов рассмотрим на примере типичной горно-геологической и горно-технической ситуации при разработке крутопадающего рудного тела системой с полным обрушением налегающих пород (рис. 12.1).

Крутопадающее тело полезного ископаемого, представленное комплексом водопроницаемых пород 4, обрабатывается системой с обрушением вмещающих пород. Водный объект 2, представленный в данном случае водоносным горизонтом, отделен от участка горных работ 10 практически водонепроницаемыми скальными породами 3. Под влиянием очистной выемки водонепроницаемые скальные породы деформируются, и в них возникает зона водопроводящих трещин с внешним контуром 8.

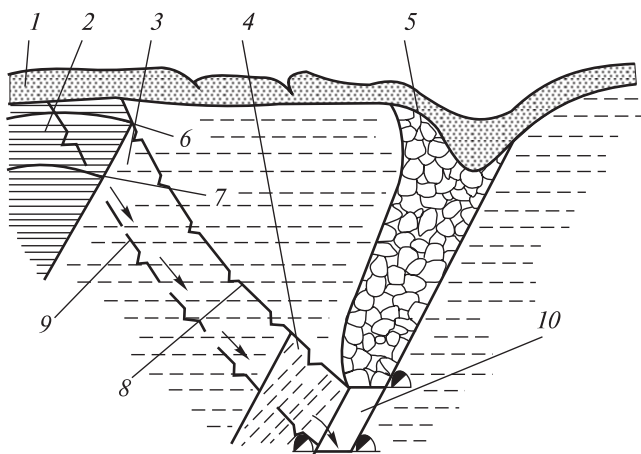


Рис. 12.1. Обобщенная схема формирования гидрогеомеханических явлений (прорывов воды) при подработке истинных водных объектов:

1 — покровные песчано-глинистые отложения; 2 — подрабатываемый водный объект (водоносный горизонт); 3 — водоупорные породы; 4 — водопроницаемые породы; 5 — зона беспорядочного обрушения; 6 — статический уровень воды в водоносном горизонте; 7 — динамический уровень воды в результате подработки водоносного горизонта; 8 и 9 — границы зоны водопроводящих трещин, соответственно при начальном положении и после некоторого перемещения фронта очистных работ; 10 — очистное пространство. Стрелками показано направление потока воды из проработанного водоносного горизонта к очистным выработкам

Главная опасность при подработке истинных водных объектов заключается в прорывах воды в очистные выработки, поэтому пока водный объект не будет подсечен зоной водопроводящих трещин, опасности прорывов воды не возникает. Это условие может быть записано следующим образом:

$$H_{\Gamma} \geq H_{\text{звт}}, \quad (12.1)$$

где H_{Γ} — расстояние от участка ведения горных работ до водного объекта, м; $H_{\text{звт}}$ — высота зоны водопроводящих трещин, м.

Вполне очевидно, что при выполнении условия (12.1) ведение горных работ не осложняется гидрогеомеханическими явлениями и не требует проведения каких-либо мероприятий по их предотвращению, причем это справедливо вне зависимости от типа или вида водного объекта.

По мере развития горных работ по площади (для пологих или наклонных рудных тел) или на глубину (для наклонных или крутых рудных тел) контур зоны водопроводящих трещин перемещается и занимает некоторое новое положение 9, при котором водный объект 2 оказывается подработанным. Тогда условие подработки водного объекта будет:

$$H_{\Gamma} < H_{\text{звт}}. \quad (12.2)$$

Когда выполняется условие (12.2), через зону водопроводящих трещин вода устремляется в очистное пространство с расходом $Q_{\text{в}}$. При этом напор воды определяется разницей высотных отметок статического уровня подземных вод 6 (т.е. до подработки водного объекта) и горизонта горных работ. В результате уровень подземных вод будет понижаться и займёт некоторое положение 7. Если вмещающие породы проницаемые, то на своем пути от водного объекта к очистным выработкам поток подземных вод, сформировавшийся в зоне водопроводящих трещин, попадает под дренирующее влияние подготовительных горных выработок, поэтому часть потока $Q_{\text{д}}$ будет перехватываться подготовительными горными выработками и только оставшаяся часть $Q_{\text{о}}$ будет обводнять полезное ископаемое или поступать в очистное пространство.

На основе рассмотренной схемы можно составить следующее балансовое уравнение:

$$Q_B = Q_D + Q_O, \quad (12.3)$$

где Q_B — расход потока подземных вод из подрабатываемого объекта, м³/ч; Q_D — часть потока подземных вод, дренируемая подготовительными выработками, м³/ч; Q_O — часть потока подземных вод, обводняющая залежь полезного ископаемого и очистное пространство, м³/ч.

В зависимости от фильтрационных свойств вмещающих пород, исходя из балансового уравнения (12.3), могут быть выделены различные варианты формирования гидрогеомеханических явлений.

1. Кровлю рудной залежи слагают водопроницаемые породы, причем поток подземных вод из подрабатываемого водного объекта полностью перехватывается подготовительными горными выработками (т.е. $Q_B = Q_D$ и $Q_O = 0$), следовательно, залежь полезного ископаемого и очистное пространство не обводняются. Осложнений при производстве очистных работ, вызванных подработкой водного объекта, не будет.

В тех случаях, когда вода, всё-таки поступает в подготовительные горные выработки, но не влияет на технологические процессы горного производства, специальных мероприятий по водозащите горных работ не проводят. В этом случае благоприятные условия ведения очистных работ сохраняются, если

$$Q_B - Q_D \leq Q_H, \quad (12.4)$$

где Q_H — предельный водоприток в очистное пространство или залежь полезного ископаемого, при котором ещё не наблюдается осложнений, м³/ч.

Разработка железорудных месторождений Криворожского бассейна дает ряд примеров подработки водоносных комплексов без проведения специальных мероприятий по водозащите горных работ. Подработка происходила в условиях, когда водопроницаемость горных пород, залегающих непосредственно над рудной залежью, близка по величине к водопроницаемости пород подрабатываемого водоносного комплекса.

В частности, на рудниках им. Ф.Э. Дзержинского, им. СМ. Кирова и им. К. Либкнехта подработка водоносного комплекса антиклинального простирания саксаганской свиты привела к скачкообразному увеличению водопритоков по шахтам на 40–50 м³/ч, а в дальнейшем, по мере развития зоны водопроницаемых трещин, водопритоки увеличились до 100 м³/ч. Однако эти водопритоки были перехвачены подготовительными горными выработками, поэтому обводнения рудной залежи и очистного пространства не наблюдалось.

Подработка водоносного комплекса метаморфизованных конгломератов, песчаников и сланцев глееватской свиты на руднике им. Р. Люксембург привела к увеличению общешахтных водопритоков на 200 м³/ч, но и в этом случае, благодаря благоприятному гидрогеологическому разрезу (наличию водопроницаемых пород в кровле рудной залежи), поток подземных вод из подработанного водоносного комплекса был перехвачен подготовительными горными выработками, и отрицательных горно-геологических явлений при очистной выемке не наблюдалось.

2. Однако наиболее часто при подработке водных объектов наблюдается увеличение влажности добываемой руды выше нормативных значений.

Это явление может быть связано с подработкой водоносных горизонтов и комплексов, степень осушения которых на отдельных участках оказывается недостаточной; или с наличием в массиве обводненных зон разрывных тектонических нарушений и дроблений, а также некачественно затампонированных (или незатампонированных) скважин. Также причиной увеличения влажности руды может служить скопление технических вод в горных выработках отработанных горизонтов.

При этом если проницаемость горных пород, залегающих в кровле тела полезного ископаемого недостаточна и не обеспечивает перехвата потока подземных вод в количестве, обеспечивающем благоприятные или безопасные условия ведения горных работ (т.е. $Q_0 > Q_H$), то необходимо выполнять комплекс мероприятий, направленный на предотвращение обводнения

залежи полезного ископаемого или очистного пространства и обеспечение условия:

$$Q_B - Q_D - Q_M \leq Q_H, \quad (12.5)$$

где Q_M — уменьшение притока воды из подрабатываемого водного объекта в результате проведения специальных мероприятий по водозащите горных работ, м³/ч.

В каждом конкретном случае в зависимости от источника поступления воды в очистное пространство разрабатываются конкретные меры по его локализации.

Меры, направленные на снижение влажности руды, могут включать в себя:

- проведение дополнительного дренажа на обводненных участках шахтного поля;
- повторную цементацию скважин;
- упорядочение водоотвода в горных выработках на отработанных горизонтах.

Наиболее сложный и трудоемкий комплекс мер приходится выполнять при угрозе возникновения внезапных прорывов воды из подработанных водных объектов или вторичного обводнения ранее осушенных руд.

Прорывы воды из подрабатываемых водных объектов могут происходить по одной из следующих схем:

- 1) непосредственный прорыв воды из подрабатываемого водного объекта;
- 2) опосредствованный прорыв воды из подрабатываемого водного объекта.

Формирование прорывов воды по первой схеме происходит при подработке поверхностных водных объектов, а также подземных естественных (водоносные горизонты и комплексы, представленные проницаемыми и высокопроницаемыми породами) и техногенных (затопленные горные выработки, подземные водохранилища, гидротехнические тоннели) водных объектов, характеризующихся большими запасами гравитационной воды. В данном случае вода из подрабатываемого водного объекта через зону водопроявляющих трещин поступает в горные выработки в количестве, создающем угрозу их затопления или

существенно осложняющем технологию производства горных работ.

Например, прогноз водопритоков в горные выработки при подработке реки Ингулец, выполненный институтом ВИОГЕМ для шахты «Центральная» рудника Ингулец, показал, что, даже если подработка произойдет на ограниченном участке, водопритоки могут составить несколько тысяч кубических метров в час.

Формирование прорывов воды по второй схеме происходит при подработке подземных водных объектов (водоносные горизонты или комплексы, обводненные разрывные тектонические нарушения, зоны дробления, незатампонированные или некачественно затампонированные скважины), которые характеризуются небольшими запасами гравитационной воды. Однако в условиях, когда вмещающие породы представлены слабопроницаемыми или практически непроницаемыми породами, дренажное влияние подготовительных горных выработок оказывается незначительным, и тогда почти вся вода из подрабатываемого водного объекта устремляется в зону беспорядочного обрушения.

Наиболее сложная ситуация возникает, когда и разрабатываемое полезное ископаемое по фильтрационным свойствам является слабо- или практически непроницаемым. В этом случае эксплуатационные горные выработки не обеспечивают удаления воды, поступающей в зону беспорядочного обрушения, что приводит к постепенному накоплению воды непосредственно над очистными выработками, которая прорывается в горные выработки уже после посадки потолочины. При этом прорывы воды могут сопровождаться интенсивным выносом полезного ископаемого и породного материала.

Таким образом, наиболее существенная отличительная черта прорывов воды по второй схеме — наличие скрытого периода, отделяющего подработку водного объекта от прорыва воды в горные выработки, в течение которого происходит постепенное накопление ее в зоне беспорядочного обрушения.

Для предотвращения прорывов воды из зоны беспорядочного обрушения используют предварительное или параллельное осу-

шение подрабатываемых водоносных горизонтов и комплексов, зон повышенной водопроницаемости, повторный тампонаж скважин, а также различные схемы перехвата потока подземных вод в зоне водопроводящих трещин.

Это явление впервые было описано и изучено в Криворожском железорудном бассейне, где оно получило название «вторичного обводнения ранее осушенных руд».

В частности, в условиях вторичного обводнения разрабатывается залежь «Основная-95» шахты «Родина» рудоуправления им. К. Либкнехта. Первые прорывы, связанные с явлением вторичного обводнения, были зарегистрированы при разработке залежи в 1978 г.

В результате исследований, выполненных институтом ВИОГЕМ, установлено, что вода в очистное пространство поступает, в основном, из подработанного водоносного комплекса саксаганской свиты, имеющего антиклинальное простирание. В целом, в результате вторичного обводнения на гор. 1015 м было временно законсервировано около 2 млн т руды на площади 10 896 м. В качестве временных мер, направленных на предотвращение прорывов воды в очистное пространство, под незатампонируемые скважины были оставлены предохранительные целики, в результате чего дополнительно было исключено из эксплуатации 4085 м² рудной площади с запасами более одного миллиона т железных руд.

Дренирование пород антиклинали на шахте «Родина» было начато в 1981 г. За два с половиной года дренажными выработками было откачено около 8 млн м³ воды, в результате уровень подземных вод был понижен на 200 м. Вследствие снижения уровня подземных вод прекратилось вторичное обводнение руд, что дало возможность вовлечь в отработку ранее законсервированные запасы железных руд на гор. 1015 м. Однако, в начальный период разработки влажность добываемой руды превышала нормативную на 3–7%, в дальнейшем, по мере понижения уровня подземных вод в породах саксаганской свиты, влажность руды была доведена до нормативной.

3. В случае, когда в кровле залежи полезного ископаемого размещаются водоупорные породы, в которых пройдены под-

готовительные горные выработки, перехвата потока подземных вод не происходит (тогда $Q_d = 0$ и $Q_o = Q_B$). Рассматриваемая схема наименее благоприятна, так как даже при низкой водообильности подрабатываемого водного объекта вся вода из него попадает в очистное пространство, что приводит к нарушениям технологических процессов и формированию опасных гидрогеомеханических явлений.

12.5. ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ПРИ ПОДРАБОТКЕ СПЕЦИФИЧЕСКИХ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ

Условия формирования гидрогеомеханических явлений при подработке специфических водных объектов существенно отличаются от условий подработки истинных объектов. Это объясняется тем, что в специфических водных объектах практически отсутствует гравитационная вода, и основную опасность представляют возможные прорывы в горные выработки перувлажнённых грунтов (пльвунов), а также засорение полезного ископаемого песчано-глинистыми породами.

При этом характер гидрогеомеханических явлений определяется классом и видом подрабатываемого водного объекта, реологическими параметрами песчано-глинистых грунтов и параметрами горных работ.

На рис. 12.2 представлена обобщённая схема подработки специфического водного объекта I (песчано-глинистые породы) мощностью m_{cp} при разработке крутопадающего тела полезного ископаемого системой с полным обрушением вмещающих пород.

Над очистным пространством 5 располагается породная подушка из обрушенных пород мощностью L , отделяющая горные выработки и очистные работы от опасных по прорывам песчано-глинистых грунтов.

Гидрогеомеханические явления при подработке специфических водных объектов определяются, прежде всего, реологическими свойствами песчано-глинистых грунтов, т.е. их высокой (по сравнению с водой) вязкостью и наличием предельного напряжения сдвига. Вследствие этого проницаемость массива

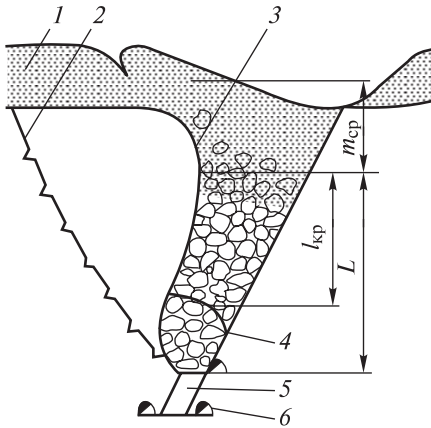


Рис. 12.2. Схема формирования гидрогеомеханических явлений при подработке специфических водных объектов:

1 — опасные по прорывам песчано-глинистые породы; 2 и 3 — соответственно границы зон водопроводящих трещин и беспорядочного обрушения; 4 — предельный контур продвижения песчано-глинистых грунтов в породной подушке; 5 — очистное пространство; 6 — горная выработка; $l_{кр}$ — предельная глубина продвижения песчано-глинистых грунтов в породной подушке над очистным пространством; L — мощность породной подушки над очистным пространством; $m_{ср}$ — средняя мощность опасных по прорывам песчано-глинистых грунтов

горных пород в зоне водопроводящих трещин и в зоне блокового сдвига пород для проникновения переувлажнённых грунтов оказывается недостаточной, и только в зоне беспорядочного обрушения скальных пород возникают условия, когда песчано-глинистые породы могут достичь очистного пространства.

Таким образом, для специфических водных объектов за предельную границу зоны геомеханического влияния очистных работ должна приниматься граница зоны беспорядочного обрушения над выработанным пространством.

При этом важным параметром является соотношение объемов подработанных песчано-глинистых грунтов и порового пространства обрушенных скальных пород, что может быть отражено условием:

$$m_{ср} \leq Ln, \quad (12.6)$$

где $m_{ср}$ — средняя мощность опасных по прорывам песчано-глинистых грунтов, м; L — мощность породной подушки над очистным пространством, м; n — пористость породной подушки.

Условие (12.6) определяет, в каких случаях увлажненные песчано-глинистые породы полностью размещаются в поровом пространстве породной подушки и, следовательно, отсутствует вероятность их прорыва в выработанное пространство при дальнейшей разработке рудной залежи.

Поскольку увлажненные песчано-глинистые грунты характеризуются также геомеханическим параметром — предельным напряжением сдвига, по законам фильтрации вязких жидкостей всегда существует некоторая максимальная глубина проникновения увлажненных песчано-глинистых грунтов в породную подушку $l_{кр}$. На этой глубине напряжения, возникающие под действием массовых сил и давления обрушенных пород, уравновешиваются сопротивлением грунтов сдвигу. Величина $l_{кр}$ может быть вычислена по формуле

$$l_p = \frac{(k-1)P}{12\tau_{сдв}d}, \quad (12.7)$$

где k_p — коэффициент разрыхления пород в зоне обрушения; P — внешнее давление на песчано-глинистые породы; d — гармоническое значение диаметра частиц обрушенных пород.

Если

$$L > l_{кр}, \quad (12.8)$$

то подработка специфических водных объектов не сопровождается отрицательными гидрогеомеханическими явлениями.

Практика показывает, что небольшие и средние прорывы песчано-глинистых грунтов в горные выработки могут происходить, когда одновременно выполняются условия:

$$m_{ср} > n L; \quad (12.9)$$

$$l_{кр} > L. \quad (12.10)$$

В то же время крупные и катастрофические прорывы песчано-глинистых грунтов в горные выработки могут возникать только при отсутствии породной подушки над очистным пространством, т.е. при $L = 0$.

12.6. ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ПРИ ПОДРАБОТКЕ ПЕРЕХОДНЫХ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ

Поскольку переходные водные объекты по своим характеристикам (одновременному наличию гравитационной и плёночной воды) занимают промежуточное положение между истинными

и специфическими объектами, при их подработке необходимо анализировать возможности реализации как прорывов воды в горные выработки, так и прорывы песчано-глинистых пород.

Для формирования таких прорывов необходимо, чтобы выполнялись следующие условия:

- присутствие в геологическом разрезе месторождения (или в разрезе подрабатываемого переходного водного объекта) легко размываемых рыхлых пород или пород, характеризующихся плавунными свойствами (торф, ил, плавунные пески, глины и др.);
- наличие гравитационной воды в водном объекте в количестве, достаточном для формирования струйчатых потоков в горном массиве, деформированном процессами сдвижения.

Типичная схема формирования гидрогеомеханических явлений при подработке переходных водных объектов представлена на рис. 12.3.

В процессе разработки месторождения полезного ископаемого под переходным водным объектом *б*, расположенным на расстоянии H_T от залежи полезного ископаемого, по мере деформирования массива пород граница зоны водопродвижающих трещин *7* захватывает часть переходного водного объекта, который до подработки был отделен от участка ведения горных работ водонепроницаемыми породами.

В результате между переходным водным объектом *б* и очистным пространством *10* устанавливается гидравлическая связь, и вода из водного объекта через зону водопродвижающих трещин поступает в горные выработки *11*. Однако вследствие большого фильтрационного сопротивления в зоне водопродвижающих трещин скорость водного потока из переходного объекта невысока и обычно недостаточна для размыва окружающих пород. В то же время зона водопродвижающих трещин для переувлажнённых грунтов является непреодолимой преградой. Таким образом, зона водопродвижающих трещин выполняет роль своеобразного полупроницаемого экрана, через который проходит жидкая составляющая — гравитационная вода, и в то же время задерживается твердая часть — переувлажнённые грунты.

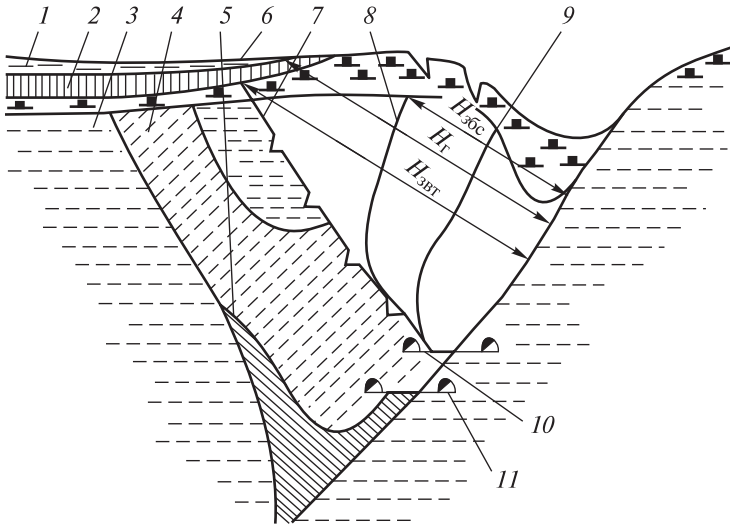


Рис. 12.3. Схема формирования гидрогеомеханических явлений при подработке переходных водных объектов:

1 — отложения илов; 2 — суглинки; 3 — водоупорные породы; 4 — водопроницаемые породы; 5 — залежь полезного ископаемого; 6 — переходный объект; 7 — граница зоны водопроницающих трещин; 8 — граница зоны блокового сдвига; 9 — граница зоны беспорядочного обрушения; 10 — очистное пространство; 11 — горная выработка; H_r — расстояние от водного объекта до выработанного пространства перпендикулярно к напластованию пород; $H_{звт}$ — высота зоны водопроницающих трещин; $H_{збс}$ — высота зоны блоковых сдвигов пород

В результате на первом этапе подработки переходного водного объекта, когда он захватывается зоной водопроницающих трещин, возникают те же гидрогеомеханические осложнения, что и при подработке истинных водных объектов (увеличение влажности добываемой руды, вторичное обводнение ранее осушенных руд), причем формирование гидрогеомеханических осложнений происходит в соответствии с условиями (12.3–12.5).

Однако поскольку в основании переходных водных объектов обычно залегают слабопроницаемые размываемые горные породы или сами переходные водные объекты представлены слабопроницаемыми размываемыми породами, расходы воды при их подработке ограничиваются величиной водопроницаемости размываемых пород и, как следствие, при подработке переходных водных объектов прорывов воды обычно не происходит.

Дальнейшее развитие горных работ может привести к такому положению, когда переходный водный объект оказывается вовлеченным в следующую зону геомеханического влияния очистных работ — зону блокового сдвига. Фильтрационные сопротивления пород в зоне блокового сдвига очень низки, поэтому скорость движения воды в переходном водном объекте уже, как правило, превышает критические величины и подработка сопровождается достаточно интенсивным размывом горных пород. Размыв приводит к ещё большему увеличению проницаемости горных пород, что, в свою очередь, вызывает дальнейший рост скорости движения воды. Таким образом, процесс формирования прорыва воды с интенсивным выносом размывших горных пород при вовлечении переходных водных объектов в зону блокового сдвига нарастает лавинообразно, и поступление твердой фазы происходит затем и в зону беспорядочного обрушения. Это определяет возможность возникновения гидрогеомеханических осложнений, характерных для подработки специфических водных объектов и определяются условиями (12.6–12.9).

12.7. ЗАЩИТА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ОТ ЗАТОПЛЕНИЯ

Анализ гидрогеомеханических явлений, которыми сопровождается подработка водных объектов, показывает, что главная опасность для горных выработок заключается во внезапных прорывах воды. Прорывы переувлажнённых грунтов также могут вызвать осложнения в производстве горных работ, но они достаточно легко предотвращаются при работах системами с обрушением пород путём оставления породной подушки или зоны обрушения над очистным пространством.

Исходя из этого заранее разрабатывают мероприятия по защите горных выработок от затопления.

Существует несколько вариантов защиты горных выработок от затопления водой из подработанных водных объектов:

1. Оставление барьерного целика между действующими выработками и водным объектом.

Толщина целика определяется расчетным путем с учетом гидростатических напоров, воздействующих на целик, проч-

ностных и деформационных свойств пород (руд), их трещиноватости и фильтрационных характеристик. Недостаток этого варианта заключается в том, что в рудном барьерном целике оставляют значительное количество полезного ископаемого в виде потерь.

2. Изоляция действующих выработок от возможных прорывов воды путем сооружения водонепроницаемых перемычек.

Этот вариант более экономичен и позволяет оперативно управлять технологическими и водозащитными процессами.

Водонепроницаемые перемычки бывают сплошные (глухие) и с герметическими дверями. И те, и другие конструктивно выполняются клинчатыми и безврубковыми.

Особенность клинчатых перемычек заключается в том, что они своими боковыми (коническими) гранями опираются на массив горных пород (рис. 12.4).

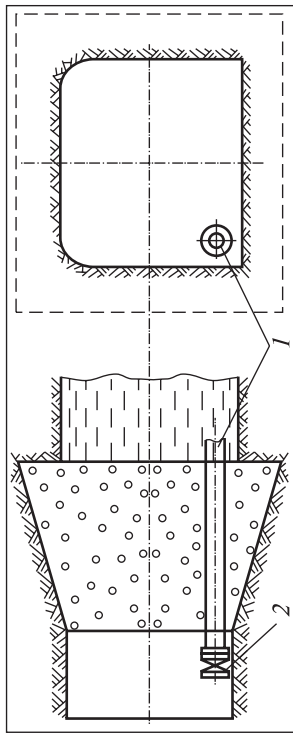
Это позволяет им работать на сжатие и на срез. Клинчатые водонепроницаемые перемычки бывают одноступенчатые (рис. 12.4, *а*) и многоступенчатые (рис. 12.4, *б*). Последние применяют при больших гидростатических давлениях подземных вод или в случае, когда длина одноступенчатой клинчатой перемычки должна быть больше 3м.

К достоинствам всех вариантов клинчатых перемычек относятся их большая надежность и устойчивость при действии гидростатических давлений воды и меньшая толщина по сравнению с безврубковыми. Недостаток их — высокая трудоемкость сооружения, особенно в условиях больших притоков воды, и сложность сооружения в эксплуатирующейся (например, транспортной) выработке. Кроме того, клинчатые перемычки целесообразно сооружать в породах крепких и средней крепости.

Если породы, где предстоит поставить водонепроницаемую перемычку, не допускают необходимых обнажений, при ожидаемых больших водопритоках и ограничениях по времени сооружения, то применяют безврубковую конструкцию перемычки (рис. 12.5).

Безврубковые перемычки по внешнему контуру контактируют с поверхностью горной выработки, поэтому они оказывают сопротивление действию давления воды только за счет сил

a



б

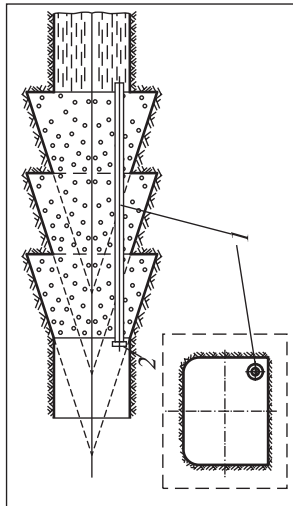


Рис. 12.4. Клинчатые водонепроницаемые перегородки:

a — одноступенчатая; *б* — многоступенчатая; 1 — дренажная труба; 2 — задвижка

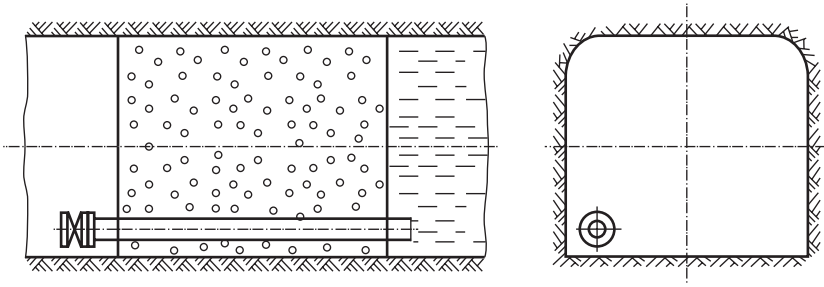


Рис. 12.5. Безрубчатая прямоугольная водонепроницаемая перемычка

сцепления боковой поверхности перемычки с поверхностью горных пород.

Эта конструкция перемычек менее надежна в работе, имеет меньшую устойчивость и сопротивляемость давлению подземных вод. Однако она более экономична и дает возможность в короткие сроки изолировать горные выработки от затопления, особенно при неустойчивых породах.

В зависимости от ожидаемого гидростатического давления и конструкции толщина перемычек может быть от 2–3 до 25 м.

Конкретные размеры водонепроницаемых перемычек требуемой прочности определяются расчетом.

Среди ряда методов расчета перемычек простотой и логичностью отличается метод Е.П. Калмыкова¹. По этой методике расчет клинчатых перемычек производят на статическую прочность на сжатие и срез, а также на допустимую водопроницаемость.

В основу расчётной схемы положены предположения, что под воздействием гидростатического давления P перемычка стремится сдвинуться вдоль оси выработки. Этому сдвигу препятствуют силы реакции горных пород Q при распоре перемычки на них. Если пренебречь собственной массой перемычки, то тогда толщина клинчатой перемычки может быть определена зависимостью:

$$B = \frac{(\pi/2+1)a+2b_1}{2(\pi/2+1)\operatorname{tg}\alpha} \left\{ \left(\sqrt{\frac{4\lambda P_r a(b_1 + \pi a/8)(\pi/2+2)}{m\sigma_{сж}[(\pi/2+1)a+2b_1]^2} + 1} \right) - 1 \right\}, \quad (12.11)$$

¹ Калмыков Е.П. Борьба с внезапными прорывами воды в горные выработки. — М.: Недра, 1973. — 240 с.

где a — ширина выработки, м; b_1 — высота выработки от почвы до пяты свода, м; P_Γ — интенсивность гидростатической нагрузки, т/м²; α — угол наклона боковых граней перемычки; $\sigma_{сж}$ — предел прочности бетона на сжатие; $\lambda = 1,2 \div 1,3$ — коэффициент перегрузки; $m = 0,5 \div 0,6$ — коэффициент условий работы.

Расчет безврубовых перемычек производят на устойчивость и водопроницаемость.

Расчёты на устойчивость безврубовых перемычек выполняют, исходя из условия, что прямоугольная водонепроницаемая перемычка находится под воздействием гидростатического давления воды P , которая стремится сдвинуть перемычку вдоль оси горной выработки. Этому сдвигу препятствуют силы сцепления F перемычки с окружающими породами. Предельное равновесие перемычки описывается зависимостью.

$$\Sigma X = P - F = 0. \quad (12.12)$$

Гидростатическое давление воды P может быть выражено:

$$P = \lambda P_\Gamma S_\Pi, \quad (12.13)$$

где S_Π — площадь поперечного сечения выработки в черне, м².

На основании зависимостей (12.12) и (12.13) формула для расчета толщины B безврубовой перемычки:

$$B = \frac{\lambda P_\Gamma S_\Pi}{m \tau_c \Pi}, \quad (12.14)$$

где τ_c — сцепление бетона с породами, кН/м², можно принимать $\tau_c = (0,7 + 0,8) \tau_6$; τ_6 — сцепление в бетоне; Π — периметр горной выработки, м.

При расчётах на водопроницаемость предполагают, что просачивание воды через бетон происходит по закону Дарси, а также принимают, что практически перемычку можно считать водонепроницаемой, если через неё просачивается воды не более 0,5 м³/сут. Тогда зависимость для расчета водопроницаемости любой бетонной перемычки представляется в виде:

$$B = 48 k H_0 S, \quad (12.15)$$

где k — коэффициент водопроницаемости бетона (коэффициент фильтрации), который можно принять равным

$k = 0,000015 \div 0,000035$ м/ч); H_0 — давление воды, м/м³; S — площадь сечения выработки, м².

Окончательная толщина перемычек принимается наибольшей из полученных по формулам (12.11) и (12.15) или (12.14) и (12.15).

12.8. РАЗВИТИЕ ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ГЛУБОКОМ ВОДОПОНИЖЕНИИ В МАССИВАХ ГОРНЫХ ПОРОД

Один из очень распространённых методов предотвращения осложнений при ведении горных работ заключается в предварительном понижении уровня подземных вод в подрабатываемых водоносных горизонтах. Подобное глубокое водопонижение может осуществляться различными методами:

- с поверхности земли;
- подземное;
- комбинированное.

При этом необходимо заметить, что осушение водоносного горизонта не означает полного удаления воды из него на всем протяжении. Это во многих случаях просто невозможно, поскольку водоносный горизонт обычно распространяется на десятки и даже сотни километров и имеет региональный характер. Осушительные мероприятия необходимо выполнять лишь в пределах шахтного поля, на конкретном участке недр с таким расчётом, чтобы опустить (снизить) естественные уровни водоносных горизонтов ниже границ зон влияния горных работ рудника на подрабатываемый массив горных пород, в частности ниже границ зон водопроводящих трещин.

При глубоком водопонижении, кроме гидрогеологических вопросов определения параметров осушительных мероприятий, необходимо учитывать изменения напряжённо-деформированного состояния осушаемого массива и влияние этих изменений на состояние горных выработок.

Обычно предполагается, что естественное напряжённое состояние водонасыщенного массива горных пород обусловлено действием только гравитационного поля и до начала водопонижения массив находится в состоянии устойчивого равновесия.

При этом выше уровня подземных вод напряженное состояние пород обусловлено их весом, и вертикальная составляющая σ_Z естественного поля напряжений в какой-либо точке массива будет равна:

$$\sigma_Z = \gamma_{\text{ср}} H, \quad (12.16)$$

$\gamma_{\text{ср}}$ — средняя плотность пород; H — глубина расположения рассматриваемой точки.

Горизонтальные составляющие $\sigma_X = \sigma_Y$ естественного поля напряжений (боковое давление) будет равно:

$$\sigma_X = \sigma_Y = \xi \sigma_Z, \quad (12.17)$$

где ξ — коэффициент бокового распора.

Ниже уровня подземных вод вертикальная составляющая σ_Z в какой-либо точке массива будет уравниваться суммой гравитационных напряжений породного скелета (исходным эффективным давлением $P_{\text{э0}}$) и давлением воды в порах (поровым давлением $P_{\text{н0}}$), т.е. равна:

$$\sigma_Z = P_{\text{э0}} + P_{\text{н0}}. \quad (12.18)$$

Поровое давление $P_{\text{н0}}$ равно:

$$P_{\text{н0}} = \gamma_{\text{в}} H_0, \quad (12.19)$$

где $\gamma_{\text{в}}$ — плотность воды, т/м³; H_0 — высота столба воды над рассматриваемой точкой, м.

Если давление поровой жидкости уменьшается или снимается вообще, величина напряжений в породном скелете $P_{\text{э0}}$ увеличивается и может быть определена из выражения:

$$P_{\text{э0}} = \sigma_Z - P_{\text{н0}} = \gamma_{\text{ср}} H - \gamma_{\text{в}} H_0. \quad (12.20)$$

Такое изменение напряжений в породном скелете $P_{\text{э0}}$ вызывает уплотнение дренируемого пласта, вертикальная составляющая которого — осадка может быть определена по формуле:

$$S = \lambda_{\text{н}} \Delta H \gamma_{\text{в}} h_{\text{сл}}, \quad (12.21)$$

где $\lambda_{\text{н}}$ — коэффициент депрессионной осадки породы; $h_{\text{сл}}$ — мощность пласта, м; ΔH — изменение гидростатического напора,

т.е. величина понижения уровня вод в массиве в результате осушения.

Однако указанные зависимости отражают картину изменения вертикальных нагрузок и величины фильтрационной консолидации осушаемых пород лишь в первом приближении. Практика показывает, что в результате увеличения эффективного давления P_{30} значительное количество поровой жидкости отжимается и из пластов водонепроницаемых пород, контактирующих с осушаемыми, что также вызывает их фильтрационную консолидацию.

Так, на Южно-Белозерском железорудном месторождении (Украина) из откачиваемых 2–3 тыс. м³ воды в час основная часть приходится на отжимаемую из относительно водоупорных меловых толщ.

В водонепроницаемых пластах (например, глинах) изменение нейтральных давлений (давлений поровой жидкости) под влиянием водопонижения происходит по сложной закономерности, как в пространстве пласта, так и во времени.

В настоящее время нет эффективных методик расчета измерения напряжений и соответствующих им деформаций (особенно горизонтальных составляющих) в глинистых пластах под влиянием глубокого водопонижения. Поэтому для оценки и учета этого фактора при расчете нагрузок обычно пользуются приближенными решениями задачи.

Изменение напряженно-деформационного состояния пластов глин обусловлено отжатием из них поровой жидкости вследствие снятия гидростатических напоров со стороны контактирующих водоносных пластов и увеличения эффективного давления. Этот процесс развивается медленно и сопровождается консолидационно-реологическими явлениями.

В глинистых породах большую роль играют силы сцепления, которые преодолеваются консолидирующими нагрузками постепенно, начиная с определенного уровня, т.е. реализуются с отставанием от фильтрационного уплотнения осушаемых пород и растянуты во времени. Таким образом, осадка глинистых пород контролируется, главным образом, процессами ползучести.

Ещё более трудной является задача по прогнозу горизонтальных деформаций при водопонижении. Причины такого положения — малый объем исходных натуральных наблюдений по горизонтальным усилиям и перемещениям в массиве осушаемых пород и отсутствие общего теоретического решения задачи.

Для получения приемлемых данных прогноза параметров консолидации массива при осушении массивов пород обычно пользуются данными натуральных наблюдений и лабораторных экспериментов.

В качестве примера организации натуральных наблюдений за консолидацией массива при водопонижительных работах можно привести результаты измерений деформаций участков крепи вертикальных шахтных стволов и скважин на Южно-Белозерском месторождении.

Южно-Белозерское железорудное месторождение обрабатывается подземным способом с твердеющей закладкой выработанного пространства в сложных гидрогеологических условиях.

В соответствии с проектом осушения с 1962 г. проводились водопонижительные работы, которые привели к снижению напоров в бучакском водоносном горизонте на 160 м, а в руднокристаллическом — на 300 м.

На земной поверхности была заложена сеть реперов маркшейдерской наблюдательной станции, где периодически инструментально фиксировались вертикальные оседания и горизонтальные перемещения точек. На рис. 12.6 показан план мульды сдвижения земной поверхности на Южно-Белозерском месторождении и изолинии вертикальных оседаний земной поверхности.

Кроме этого, проводились наблюдения за вертикальными перемещениями изотопных глубинных реперов, заложенных в вертикальных скважинах на уровне наиболее характерных пластов сдвигающейся толщи пород.

С началом депрессионной консолидации массива были организованы наблюдения за вертикальными и горизонтальными перемещениями крепи вертикальных шахтных стволов на характерных горизонтах и документировались параметры разрушения

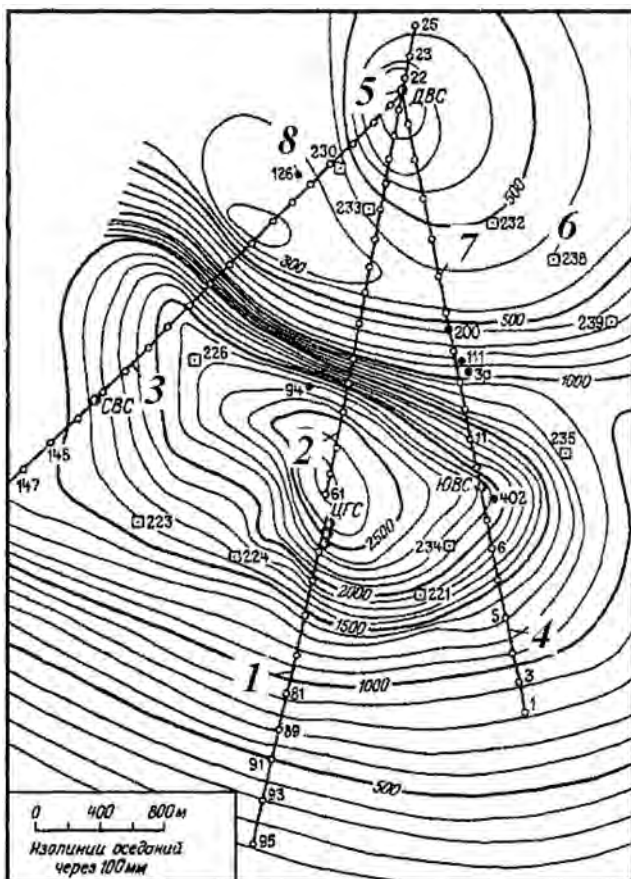


Рис. 12.6. План мульды сдвижения земной поверхности на Южно-Белозерском месторождении:

1, 2, 3, 4 —соответственно «Осевая», «Центральная», «Северная», «Южная» профильные линии; 5 — шахтные столбы; 6 —обследованные скважины; 7 — реперы; 8 — водопонижающие скважины

крепи различных скважин, пробуренных с поверхности через всю толщу осадочных пород.

Наблюдения за сдвижением земной поверхности на Южно-Белозерском месторождении начаты в 1961 г. Мульда сдвижения на земной поверхности начала формироваться через 2,5 года после начала водопонизительных работ. В настоящее время оседания земной поверхности превышают 2,9 м.

Анализ изменения скоростей оседания точек земной поверхности показывает, что сначала и на протяжении довольно продолжительного времени наибольшими скоростями оседаний характеризовались точки в центральной части мульды. Затем в течение трех лет они стабилизировались на различных уровнях (наибольший 30–35 мм/год). Затем произошло смещение зоны активности оседаний к периферийному поясу мульды. Здесь скорости оседания оказались выше, чем в центре мульды, и достигли 65 мм/год (последнее особенно характерно для северной и северо-западной частей мульды сдвижения).

Таким образом, наибольшие скорости оседаний земной поверхности (следовательно, и толщи пород) наблюдались спустя некоторое время (по данным В.А. Мироненко после снижения гидростатических уровней на 50 м) после начала водопонижительных работ. Основные вертикальные деформации происходили после этого в течение 2–3 лет. Затем скорости оседаний резко снижались и продолжают на протяжении десятков лет в режиме ползучести со скоростью 30–35 мм/год.

Горизонтальные перемещения точек при депрессионной консолидации массива удалось зафиксировать лишь по перемещениям отдельных сечений крепи вертикальных шахтных стволов (от 120 до 630 мм). При этом было установлено:

- векторы перемещений центров устьев стволов отражают развитие деформаций земной поверхности в процессе формирования депрессионной воронки и мульды сдвижения;
- на всех стволах установлено неравномерное по глубине распределение горизонтальных и вертикальных перемещений участков (сечений) как по величинам, так и по направлениям. Наибольшие деформации (в 2–3 раза превышающие соответствующие в верхней части) отмечаются для интервалов залегания пород «киевские глины — глины коры выветривания»;
- наибольшие скорости и величины горизонтальных перемещений стенок стволов и вертикальных сжатий узлов податливости в них приурочены к интервалам глубин 250–350 м (до 70–80% зафиксированных перемещений). При этом отмечается явное преобладание перемещений в направлении запад — восток по сравнению с перемещениями в направле-

нии север — юг (в 2–6 раз по величинам). В последующем в большей части указанных интервалов перемещения стволов стабилизировались, за исключением участков (300–350 мм) в нижней части толщи мергелей и в глинах коры выветривания, где процесс деформаций продолжается с переменной скоростью.

Таким образом, несмотря на то, что, в принципе, механизм депрессионной деформации массивов пород при водопонижении достаточно ясен и состоит в том, что снижение напоров при постоянном общем давлении вызывает рост эффективных напряжений и уменьшение пористости пород, надежный прогноз параметров данного явления остается сложной задачей в связи с трудностями наблюдений и измерений в толще пород, а также в связи с необходимостью учета двух стадий общей консолидации пород: фильтрационной и деформационной (ползучести) пород.

Наибольшим деформациям при водопонижении подвергаются толщи осадочных пород или слабых пород коры выветривания. В этих толщах, как правило, располагаются вертикальные стволы шахт и скважины, и реже — наклонные выработки. Наиболее радикальной мерой, позволяющей сохранить горные выработки и их крепь, является сооружение их после водопонижения и по истечении периода активной депрессионной консолидации массива пород.

В настоящее время предложенные методики позволяют с погрешностью 25–35% прогнозировать интервалы изменения нагрузок и соответствующих им деформаций, а также скорости развития этих процессов на стадии проектирования горного предприятия. В результате составляются календарные планы водопонизительных работ и увязанных с ними последующих работ по проходке выработок, вскрывающих месторождения.

Однако часто горные выработки по разным причинам приходится проходить в периоды активной стадии депрессионной консолидации осушаемой толщи пород (или вообще до водопонижения). В этом случае буровые скважины и горные выработки защищают от дополнительно возникающих вертикальных и горизонтальных нагрузок и деформаций.

В частности, для защиты от вертикальных нагрузок в обсадной колонне скважин устанавливают компенсаторы осевых деформаций (узлы вертикальной податливости) (рис. 12.7).

Компенсатор состоит из телескопически соединенных втулки и патрубка, жестко связанных с обсадными трубами, и кольцевого эластичного элемента, расположенного на наружной поверхности патрубка и снабженного кожухом.

Вертикальные нагрузки на крепь скважин, которые проводятся в зонах активных деформаций горных пород, в результате релаксации развиваются постепенно и с течением времени возрастают до величины, в несколько раз превышающей прочность обсадных труб. Предлагаемое устройство за счет деформации эластичного пористого элемента и возможности осевого перемещения верхней секции обсадных труб совместно с затрубным цементным камнем по отношению к нижней снимает нагрузки по мере их накопления, тем самым, предотвращая обсадные трубы от разрушения и сохраняя затрубный цементный камень.

Объем эластичного пористого элемента, определяющий величину перемещений H , в каждом конкретном случае определяет-

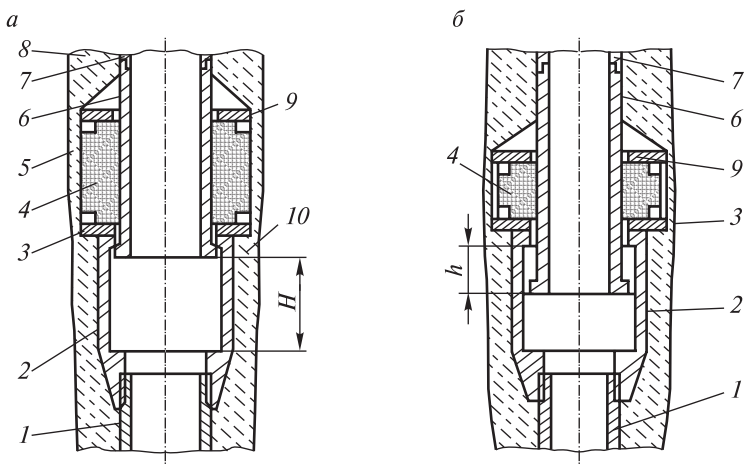


Рис. 12.7. Продольный разрез компенсатора осевых деформаций для предотвращения разрушения обсадных колонн скважин:

a — до воздействия депрессионных нагрузок; *б* — после воздействия депрессионных нагрузок; 1 и 7 — обсадные трубы; 2 — втулка; 3 — кожух; 4 — стенка кожуха; 5 — эластичный элемент (выполнен, например, из керамзита); 6 — патрубок; 8 — затрубный цементный камень; 9 — торец кожуха; 10 — скважина

ся, исходя из прогнозируемой величины осадки пород. Величина осадки пород с некоторым запасом (порядка 25%) принимается на основании расчета осадок конкретного дренируемого пласта в результате депрессионной консолидации пород.

В скважинах рекомендуется узлы податливости устанавливать на контактах водоносных и водонепроницаемых пластов.

Принципиально аналогичную конструкцию имеют разработанные и установленные в крепи вертикальных шахтных стволов узлы податливости на Южно-Белозерском и Яковлевском железорудных месторождениях.

От дополнительных горизонтальных (радиальных) нагрузок, возникающих при депрессионной консолидации пород, скважины и вертикальные стволы защищают увеличением сопротивляемости крепей в указанных направлениях, в том числе и применяя многослойные крепи. Например, вместо двухслойных крепей скважин (колонна — бетон) или стволов (тюбинги — бетон) используют трехслойные крепи: для скважин — колонна — бетон — колонна; для стволов — тюбинги — бетон — тюбинги.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ В УСЛОВИЯХ
ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ
ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ**

13.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Наряду со статическими формами проявлений горного давления, в массивах горных пород могут происходить динамические, внезапные разрушения участков массива пород с выделением накопленной энергии, находящихся в определенных условиях напряженного состояния при больших действующих напряжениях. В естественной обстановке к подобным динамическим явлениям в земной коре относятся землетрясения. При ведении же горных работ таковыми являются:

- собственно динамические явления: *шелушения горных пород, стрельяния, динамическое заколообразование, горные удары, горно-тектонические удары, техногенные землетрясения*;
- газодинамические явления: *внезапные выбросы* полезного ископаемого (угля, соли) и газа или вмещающих горных пород и газа; *внезапные высыпания* с повышенным газовыделением; *внезапные отжимы*, сопровождающиеся газовыделением; *прорывы газа* в горные выработки (обычно из подошвы выработки, пройденной по полезному ископаемому).

С физической точки зрения все динамические проявления представляют собой лавинообразные процессы хрупкого разрушения (трещинообразования) пород в том или ином объеме массива.

Как правило, динамическим проявлениям предшествует усиление давления на крепь и целики, а после их реализации увеличивается напряжённость массива пород на смежных участ-



Рис. 13.1. Вид горных выработок после горного удара (шахта Дааньшан, Китай)

ках. В ряде случаев динамическим проявлениям сопутствует вспучивание почвы и выдавливание пород в выработку.

На рис. 13.1 в качестве примера приведены фотографии горных выработок после горного удара на одной из шахт в Китае.

Для газодинамических явлений характерным является выделение 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.

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 удлинённые груше- или кармановидные, но иногда близкие к сферической, разветвленные, сложной и неправильной конфи-

гурации. Как правило, горловина полости бывает значительно более узкой, чем поперечный размер центральной ее части.

Динамические проявления горного давления могут происходить как в выработках, пройденных по полезному ископаемому, так и во вмещающих породах. Разрушению подвергаются вмещающие породы, как кровли, так и почвы. Наблюдаются динамические проявления в краевой части массива полезного ископаемого, а также и в целиках. В ряде случаев они возникают в целиках, расположенных в выработанном пространстве, на том или ином удалении от участков ведения горных работ, иногда даже в целиках ранее отработанных горизонтов, заброшенных шахт или рудников.

В связи с ростом глубин разработки полезных ископаемых и повышением степени напряжённости массивов пород, в которых производятся горные работы, повышается актуальность изучения причин, условий и механизма динамических проявлений горного давления и разработки эффективных способов их прогнозирования, мер предупреждения и локализации.

Вообще современный отечественный и зарубежный опыт показывает, что интенсивная разработка крупных месторождений полезных ископаемых при достижении определённого критического объёма добычи приводит к резкой активизации геомеханических процессов в недрах, которые не только усложняют эксплуатацию месторождений, но и вызывают различные негативные, порой катастрофические последствия. В частности, по-видимому, Хибинские и Ловозерские месторождения Кольского полуострова вошли в эту фазу.

13.2. КЛАССИФИКАЦИИ ДИНАМИЧЕСКИХ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

Для *динамических* проявлений горного давления предложено несколько классификаций, основанных на различных признаках. С точки зрения особенностей развития геомеханических процессов наибольший интерес представляет классификация, в которой предусматривается подразделение динамических проявлений горного давления по механизму и масштабу на два класса — *локального* и *регионального* происхождения.

Горные удары локального происхождения разделяются на *микроудары* и *горные удары*, им предшествуют стреляние, динамическое заколообразование и шелушение на контуре выработок и в целиках.

Эти горные удары представляют собой процесс хрупкого разрушения (трещинообразования) в локальной области приконтурного массива пород или в целиках.

Причинами их являются высокая концентрация напряжений в массиве пород вокруг выработок и очистных пространств вследствие действия естественных напряжений, влияния структурных неоднородностей, а также в результате воздействия динамических напряжений от сейсмических волн технологических взрывов или горно-тектонических ударов и техногенных землетрясений.

Внезапные выбросы полезного ископаемого, пород и газа относятся к явлениям локального происхождения и представляют собой также процесс хрупкого разрушения (трещинообразования) в локальной области приконтурного массива пород, но сопровождаемый выделением больших количеств газов.

Горные удары регионального происхождения по вызванным ими разрушениям пород подразделяются на *толчки*, *горно-тектонические удары* и *техногенные землетрясения*.

Горным ударам этого типа предшествует рост сейсмичности массива горных пород (форшоки), а также наблюдается длительное сохранение повышенной сейсмичности района после основного события (афтершоковые серии сейсмических событий). Инициирование может происходить и под воздействием массовых взрывов. С физической точки зрения — это либо срыв зацепления по границе блоков и резкая подвижка тектонических блоков друг относительно друга, либо лавинообразное прорастание новой трещины внутри этих блоков.

Причинами этих явлений являются перераспределение напряжений в больших объёмах массива вследствие выемки и перемещения больших масс горных пород и других длительных техногенных воздействий.

В результате происходит либо вывод из равновесия крупных тектонических блоков, слагающих массив, либо разрушение самих этих блоков при возможности прорастания новых трещин

на свободную поверхность очистного пространства или испарение барьера между близко расположенными геологическими нарушениями, сближенными очистными пространствами или очистным пространством и геологическим нарушением.

13.3. УСЛОВИЯ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ОБ ИХ МЕХАНИЗМЕ

Динамические и газодинамические проявления горного давления происходят при определенных сочетаниях естественных геологических и горно-технических условий. Эти сочетания крайне разнообразны и связаны с влиянием многих факторов, которыми определяется не только само возникновение этих явлений, но также их сила и характер проявления.

К наиболее существенным геологическим факторам, обуславливающим возможность динамических проявлений горного давления, относятся:

- достаточно прочное и упругое полезное ископаемое;
- залегание в кровле и почве полезного ископаемого мощных прочных слоев пород;
- достаточно большая относительная глубина горных работ (при этом критическая глубина неодинакова для полезного ископаемого и окружающих пород разной прочности);
- сильная тектоническая нарушенность месторождения или участка и ведение горных работ вблизи дизъюнктивных нарушений и замков складок.

Для газодинамических явлений к перечисленным факторам добавляется фактор наличия газа в пределах пластов или рудных тел. При этом отмечается, что внезапные выбросы с участием углекислого газа, как правило, превосходят по силе выбросы с участием метана.

Среди горно-технических факторов, подготавливающих динамические проявления горного давления, т.е. создающих условия для их возникновения, наиболее существенны:

- ведение горных работ с оставлением целиков полезного ископаемого;

- изрезанность обрабатываемого участка большим числом подготовительных и нарезных выработок;
- ведение работ под целиками, оставленными на смежных пластах или жилах;
- применение камерно-целиковых систем разработки;
- ведение горных работ догоняющими и встречными забоями;
- выемка сильно напряженных целиков;
- дополнительные технологические воздействия на участки массива при ведении добычных и взрывных работ.

Последний фактор особенно характерен для газодинамических явлений, поскольку в подавляющем большинстве случаев развитие внезапных выбросов связано с непосредственным воздействием на полезное ископаемое или породу взрывных работ или добычных механизмов или инструментов. При этом с увеличением степени воздействия опасность выброса возрастает.

Очагами динамических проявлений горного давления являются участки повышенной концентрации потенциальной энергии упругого сжатия массива горных пород (целики полезного ископаемого и вмещающих пород, стенки подготовительных выработок и т.п.), находящиеся в условиях предельного напряженного состояния.

Именно предельное напряженное состояние, создающееся в отдельных участках массива и обусловленное действием гравитационных и тектонических сил, а в некоторых случаях и дополнительным влиянием давления напорных вод и газов, является основной причиной динамических явлений.

Существенную роль в развязывании процесса разрушения пород 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 пре-

дельном напряженном состоянии, и к переходу накопленной потенциальной энергии в работу разрушения, дробления, смещения части массива.

К настоящему времени всесторонне разработанная теория динамических и газодинамических проявлений горного давления отсутствует.

Достаточно детально известно лишь, какие факторы и условия приводят к возникновению динамических форм проявления горного давления. В то же время о механизме последних, т.е. о том, что же происходит с полезным ископаемым и вмещающими породами в момент разрушения, какие именно физические процессы приводят к критическому состоянию и протекают за короткий период его развития разрушений, имеющиеся знания малы и не выходят пока за рамки предварительных гипотез.

В частности, на причины разрушения пород при динамических проявлениях горного давления высказываются различные точки зрения.

Одна из них сводится к тому, что динамические проявления происходят в результате спонтанного развития деформаций пород с разрывом сплошности в направлении, нормальном к направлению приложения нагрузок.

Другая состоит в том, что разрушения при горных ударах происходят под действием касательных напряжений, обусловливаемых неравномерностью напряженного состояния в краевых частях массива.

Профессор И.М. Петухов¹ сформулировал следующие два принципиальных положения относительно механизма горных ударов:

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.

¹ *Петухов И.М., Линьков А.М.* Механика горных ударов и выбросов. — М.: Недра, 1983.

Последнее положение является наиболее существенным, основным условием возникновения горного удара. На основе этого положения становятся ясными причины горных ударов в массивах, сложенных слабыми и весьма обводненными горными породами.

В настоящее время это положение получило дополнительное развитие. Сейчас уже говорят не только о скорости пластических деформаций, но в более общей постановке о способности пород рассеивать накапливаемую энергию конкретным участком массива пород. В свою очередь, способность пород рассеивать энергию приближённо может быть оценена отношением модуля спада полной диаграммы деформирования M к модулю упругости E , т.е.

$$\xi = M/E. \quad (13.1)$$

Экспериментально установлено, что если $\xi > 1$, то породы являются удароопасными.

При исследовании проблем возникновения и механизма развития динамических проявлений горного давления большое внимание уделялось выделению зон массива, где наиболее вероятно их возникновение.

В частности, с этой точки зрения профессор С.Г. Авершин¹ рассматривает состояние краевой части массива, где во время горного удара происходит хрупкое разрушение пород в результате возникающих разрывных деформаций.

Механизм возникновения горного удара по С.Г. Авершину представляется следующим образом:

Горные породы в нетронутом массиве, т.е. до проведения выработки, имеют некоторый запас потенциальной упругой энергии, который сохраняется до тех пор, пока при проведении выработки не возникнут возможности ее преобразования в работу деформирования. При достаточно медленном, постепенном, изменении соотношений между внешними и внутренними силами поддерживается динамическое равновесие, так как успевают реализоваться пластические деформации напряженного участка массива.

¹ *Авершин С.Г.* Горные удары. — М.: Углетехиздат, 1955. — 236 с.

Вместе с тем в сильно напряженных участках массива, особенно при напряжениях, приближающихся к предельным, вследствие существенной неоднородности пород (более упругие частицы породы в сравнении с менее упругими оказываются более напряженными) начинают развиваться локальные разрушения, даже в условиях всестороннего сжатия. Такие разрушения, происходящие при увеличении нагрузки на породы, вызывают трески и шумы в напряженном участке массива.

Особенно это характерно для краевых частей массива, где напряженное состояние обуславливается воздействием опорного давления. Исходя из особенностей напряженного состояния краевой части массива, С.Г. Авершин выделяет в целике между очистным забоем и подготовительной выработкой некоторую зону, в пределах которой точки массива смещаются в противоположные стороны (рис. 13.2).

В пределах этой зоны 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

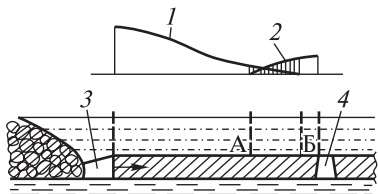


Рис. 13.2. Влияние приближающегося очистного забоя на деформации целика возле подготовительной выработки (по С.Г. Авершину):

1 — эпюра смещений в целике, направленных в сторону очистного забоя, 2 — эпюра смещений, направленных в сторону подготовительной выработки; 3 — очистная выработка; 4 — подготовительная выработка. АБ — зона деформаций растяжения — область вероятных разрывов в целике

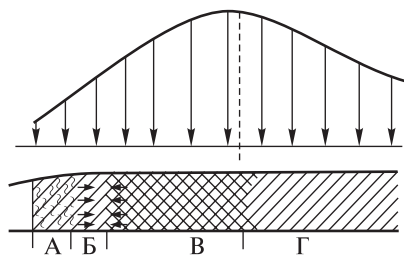


Рис. 13.3. Схема состояния краевой части массива (по И.М. Петухову):

А — призабойная зона нарушенных пород с разрывом сплошности, Б и Г — зоны преобладающих упругих деформаций, В — зона преобладающих пластических деформаций

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. 13.3).

В глубине массива образуется ядро пород, находящихся в пластическом (или псевдопластическом) состоянии (зона В). Породы в этой зоне обладают высоким внутренним давлением, которое уравнивается сопротивлением пород зон Б и Г. При этом периферийная часть массива в пределах зоны Б оказывает сопротивление внутреннему давлению за счет трения по контактам с 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 изменению естественного гравитационно-тектонического поля напряжений и формированию нового поля напряжений. Здесь напряженно-деформированное состояние массива вокруг выработок нередко больше зависит от усилий, действующих в горизонтальном направлении (т.е. от тектонической составляющей), чем в вертикальном (от гравитационной составляющей).

Внезапное высвобождение потенциальной энергии упругого сжатия, накопленной под совместным воздействием геологических и горно-технических факторов, приводит к мгновенным

хрупким разрушениям участков массива в местах концентрации напряжений.

Большое влияние на условия возникновения горных ударов оказывает скорость подвигания очистных забоев. С увеличением скорости подвигания забоев повышается интенсивность нагружения массива в зоне опорного давления, возрастает доля упругой деформации и создаются условия для внезапного хрупкого разрушения массива.

Считается, что потенциально опасным является находящийся под нагрузкой пласт в том случае, когда доля упругих деформаций достигает 70% от суммарных деформаций, возникающих при разрушении. При остановке забоя или очень медленном его подвигании происходит уплотнение массива, повышение его жесткости и хрупкости, что также способствует возникновению горного удара. Скорость подвигания очистного забоя C_2 будет допустимой при соблюдении следующего условия:

$$C_1 > C_2 > C_3, \quad (13.2)$$

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.

Часто после горного удара между углем и кровлей пласта создается щель протяженностью в глубину до нескольких метров и высотой от нескольких сантиметров до 0,2–0,5 м. Образование щели профессор И.М. Петухов объясняет тем, что при мгновенном упругом смещении боковых пород разрушающийся угольный пласт вследствие инерции сдавливается больше, чем фактически сближаются боковые породы. Такое предположение вполне вероятно вследствие различия деформационных и плотностных свойств угля и вмещающих пород.

Длительность процессов хрупкого разрушения при динамических явлениях составляет от сотых долей секунды до 2–3 с. Она тем больше, чем сильнее динамическое проявление.

Сейсмическая энергия единичного динамического проявления составляет от нескольких джоулей при стрельании горных

пород до 10^6 Дж и более при очень сильных, катастрофических ударах. Соответственно различен частотный спектр сейсмических колебаний, возникающих при динамических проявлениях горного давления. Максимум частотного спектра при микроударах лежит в диапазоне 500–800 Гц, при средних ударах — около 10 Гц, а при сильных — составляет 1–3 Гц.

Существенное влияние на неоднородность напряжённого состояния массива пород, а, следовательно, и на возможности динамических проявлений горного давления оказывает тектоническая нарушенность массива пород. С тектоническими нарушениями связывают от 50 до 90% общего количества геодинамических явлений различного энергетического уровня.

Анализ результатов исследований, выполненных для понимания механизма геодинамических явлений, связанных с тектоническими нарушениями, показал, что, несмотря на различие геологических условий, характер напряжённого состояния породного массива в окрестности тектонических нарушений имеет ряд общих закономерностей¹.

Прежде всего, отмечается наличие локальных зон повышенных напряжений, приуроченных к плоскости сместителя, концентрация напряжений в пределах которых, по разным оценкам, составляет 1,5–5,0 γ *H*. Наиболее часто в лежащем крыле зона повышенных напряжений примыкает к плоскости сместителя, в висячем крыле — несколько удалена от сместителя. Геометрические параметры локальных зон пропорциональны амплитуде тектонического нарушения, характерной чертой зон повышенных напряжений является также их временная и пространственная нестабильность.

Зону повышенной трещиноватости, которая является одним из структурных элементов тектонического нарушения, можно рассматривать как мягкое включение, в котором величины напряжений сравнительно невысоки, а в окрестности его образуются локальные зоны повышенных напряжений.

¹ Бодин В.В., Липин Я.И. Оценка напряжённо-деформированного состояния породного массива в окрестности тектонических нарушений с использованием динамических параметров сейсмических волн // ГИАБ. — 2011. — № 2. — С. 290–297.

Таким образом, причиной горного удара может быть внезапный сброс упругой энергии, накопленной в окрестности тектонического нарушения.

Вообще, если рассматривать массивы горных пород с позиций иерархично-блочных сред, условия разрушений (а, следовательно, и динамических проявлений горного давления) будут определяться некоторыми величинами пороговых значений энергии, при котором структурные блоки, а точнее, структурные неоднородности, ограничивающие данный структурные блоки, будут разрушаться.

Вполне очевидно, что для различных рангов структурных неоднородностей значения величин пороговой энергии будут различны, хотя бы потому, что различаются линейные размеры структурных неоднородностей и прочностные характеристики по ним. По-видимому, каждому рангу структурных неоднородностей будет соответствовать своё значение величины энергии, необходимое для разрушения, и, соответственно, освобождающейся в результате разрушения¹.

Результаты специальных исследований закономерностей разрушения иерархично-блочной среды свидетельствуют о том, что, чем меньше блок (при прочих равных условиях), тем больший уровень удельной энергии деформирования в нём. Следовательно, для его разрушения требуются относительно меньшие дополнительные энергетические затраты по сравнению с затратами, требующимися для разрушения больших блоков.

Иными словами, разрушение блочных структур массивов горных пород начинается на уровне мелких блоков, а затем по мере возрастания значений удельной энергии разрушение будет происходить по структурным неоднородностям всё более низких рангов.

Этим объясняется наличие акустической эмиссии, предшествующей разрушению испытуемого под прессом образца горных пород, а также «шумы» массива перед горным ударом или форшоковые явления перед сильным землетрясением. Это

¹ Курленя М.В., Опарин В.Н. Проблемы нелинейной геомеханики. Ч. II // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2000. — № 4. — С. 3–26.

же подтверждается и данными натурных наблюдений за сейсмической активностью различных массивов.

Вследствие различий в пороговых значениях разрушающих величин энергии для различных рангов структурных неоднородностей в реальных массивах, в отдельных случаях возможно (и действительно наблюдается) «сейсмическое затишье» перед началом разрушения на следующем структурном уровне. Однако, подобного «затишья» может и не наблюдаться, если в данном конкретном массиве имеется широкий набор различных структурных неоднородностей с постепенно уменьшающимися прочностными характеристиками, которые заполняют весь промежуток между соседними рангами структурных неоднородностей.

Исследования закономерностей разрушения иерархично-блочной среды свидетельствуют ещё об одном эффекте, характерном для этой среды.

В частности, изменение удельной энергии деформирования в результате какого-либо динамического события (разрушения) можно представить зависимостью вида:

$$w(t) = w_0 + [w] \exp(-\beta t), \quad (13.3)$$

где w_0 — энергия в блоке до динамического события, т.е. соответствующая его равновесному состоянию; $[w]$ — дополнительная энергия, необходимая для разрушения; t — время после динамического события; $\beta = [w]/w_0$ — декремент затухания.

Из формулы (13.3) следует, что чем меньше декремент затухания, тем дольше система возвращается к прежнему энергетическому состоянию. Другими словами, малые блоковые структуры, выведенные из состояния равновесия некоторой величиной дополнительной энергии $[w]$, возвращаются к прежнему устойчивому энергетическому состоянию медленнее, чем структуры больших размеров. Этим можно объяснить афтершоковые события, которые всегда наблюдаются после максимального по мощности сейсмического явления.

В формуле (13.3) дополнительная энергия, необходимая для разрушения каких-либо блоков может быть обусловлена как природными процессами, в частности, проявлением «тектонических сил», так и перераспределением полей естественных

напряжений вследствие техногенных причин, например, в результате проведения горных работ.

Рассмотренные особенности динамических проявлений горного давления в иерархично-блочных средах подтверждаются результатами наблюдений в Хибинском массиве, где иерархичная блочность обусловлена широким развитием разломов (III ранг), тектонических нарушений (IV ранг), крупноблоковой (V–VI ранги) и мелкоблоковой (VII–VIII ранги) трещиноватостью.

Динамические проявления горного давления отмечаются на всех рудниках, при этом первые проявления стреляния пород отмечены в выработках вне зоны влияния очистных работ, начиная уже с глубины 70 м. Микроудары проявляются в зоне влияния очистных работ и выработанных пространств, начиная с глубины 300 м. По-видимому, основную роль в этих событиях играют структурные неоднородности относительно малых размеров.

По мере углубления и расширения масштабов горных работ опасность проявления горных ударов при подземной разработке значительно возрастает, просматривается влияние более крупных структурных неоднородностей — тектонических нарушений в пределах шахтных полей. Характерной горно-технической и геологической особенностью отработки апатитовых месторождений является также образование зависающих консолей со стороны висячего бока, обрушение подработанных пород висячего бока в форме призматических заколов и скол поверхностей пород висячего бока под углом 70–80°.

К зонам крупных тектонических нарушений, а также разломов и образующихся трещин в породах висячего бока приурочены самые мощные события (с энергией более 106 Дж). При этом суммарная выделившаяся энергия в этих зонах на порядок превосходит энергию, выделившуюся в зоне влияния очистных работ, несмотря на то, что регистрируемое количество событий в зонах отбитых секций несколько больше.

Относительно причин и вероятного механизма газодинамических явлений высказывались 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 — напряжённому состоянию.

В результате обобщения обширных наблюдений за внезапными выбросами в различных горно-геологических условиях, а также проведения экспериментальных и теоретических исследований профессор В.В. Ходот¹ выдвинул, обосновал и развил энергетическую теорию внезапных выбросов, получившую широкое признание специалистов.

Согласно этим представлениям 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 отличающегося по своим деформационным и прочностным характеристикам,
- динамической нагрузки в призабойной части массива в связи с обрушением зависших горных пород и пр.

Выброс начинается с частичного разрушения и растрескивания участка массива. Поскольку полезное ископаемое или порода насыщены газом, находящимся под давлением, из трещин, развивающихся при частичном разрушении, происходит быстрое выделение газа. Устремляясь в сторону пониженного давления и расширяясь, газ увеличивает разрушение участка массива и развитие трещин. В свою очередь, этот процесс способствует десорбции газа из макро- и микропор.

По В.В. Ходоту, в процессе внезапного выброса угля (пород) 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.

¹ Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. — М.: Госгортехиздат, 1961. — 359 с.

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.

Таким образом, хотя механизм возникновения и развития динамических явлений в массивах пород ещё до конца не выяснен, уже сейчас можно уверенно утверждать, что динамические формы проявлений горного давления возможны только при одновременном выполнении двух условий:

1) если в массиве действуют высокие напряжения;

2) если породы, слагающие массив, обладают свойством накапливать упругую энергию при деформировании.

Для газодинамических условий дополнительным условием является наличие достаточных количеств газа в массиве.

Эти условия определяют направления управления геомеханическими процессами в массивах пород для предотвращения геодинамических явлений при разработке месторождений полезных ископаемых:

- разработка способов ведения горных работ, не допускающих высоких напряжений в элементах систем разработки;
- целенаправленное изменение деформационных свойств массива для предотвращения накопления упругой энергии.

Для предотвращения газодинамических явлений дополнительно необходимо принимать меры по дегазации массива горных пород.

13.4. МЕТОДЫ ПРОГНОЗА ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

Меры прогноза и предупреждения горных ударов и внезапных выбросов в значительной степени базируются на одних и тех же принципах, поскольку эти явления близки по своей природе и определяются сочетанием повышенной напряженности массива

горных пород и способностью накапливать и быстро выделять упругую энергию.

При этом вероятность динамических форм проявлений горного давления необходимо устанавливать на самых ранних стадиях проектирования и строительства горных предприятий и подземных сооружений. Эта информация позволяет правильно спроектировать объект, выбрать соответствующую систему разработки и способы проходки выработок, а также другие мероприятия, направленные на обеспечение безопасности и эффективности проведения горных работ.

О том, насколько это важно, свидетельствует приводимый профессором И.М. Петуховым пример шахт Кизеловского бассейна, где главные трудности решения проблемы борьбы с горными ударами были обусловлены тем, 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.

Прогноз динамических проявлений предусматривает:

а) выявление удароопасных и выбросоопасных горных пород (в том числе залежей или пластов полезного ископаемого) и оценку глубин, начиная с которых данные породы становятся опасными;

б) определение участков возможного проявления динамических проявлений;

в) предсказание времени проявления динамических проявлений.

Другими словами, как и всякий прогноз, прогноз динамических проявлений горного давления предусматривает их предсказание в пространстве (пункты «а» и «б») и во времени (пункт «в»).

В настоящее время на всех разведываемых и разрабатываемых месторождениях, проектируемых и строящихся рудниках,

шахтах, тоннелях и других подземных сооружениях в обязательном порядке выполняются работы по выявлению возможности возникновения горных ударов и выбросов.

По результатам этих работ массивы пород подразделяются на:

- неопасные,
- склонные,
- опасные по горным ударам и выбросам.

На всех массивах, склонных и опасных по динамическим проявлениям, должна быть проведена экспертиза промышленной безопасности проектной документации на строительство, расширение, реконструкцию, техническое перевооружение, консервацию и ликвидацию предприятий (организаций), обрабатывающих эти месторождения или проводящих горно-строительные работы, и должны выполняться требования Федерального закона «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.97 № 116-ФЗ.

В частности, к массивам, склонным к горным ударам, относят массивы или их части, в пределах которых имеются:

- породы и руды с высокими упругими свойствами, способные к хрупкому разрушению под нагрузкой,
- месторождения (объекты строительства подземных сооружений) или их части, где имело место стреляние пород, интенсивное заколообразование, происходили толчки или горные удары на соседнем руднике (шахте) в пределах того же рудного тела или в аналогичных геологических условиях.

К опасным по горным ударам относят месторождения (объекты строительства подземных сооружений), на которых

- уже имели место микроудары и горные удары,
- если прогнозом при определении степени удароопасности массива горных пород локальными инструментальными методами выявлена категория «Опасно» (удароопасная).

На каждом предприятии, ведущем подземные горные работы на месторождениях (объектах строительства подземных сооружений), склонных и опасных по горным ударам, Законом предписана организация специальной службы прогноза и предотвращения горных ударов (СППГУ). В обязанности этой службы входит учет всех случаев горных ударов, микроударов и толчков,

стреляний, интенсивного заколообразования и шелушения, результатов определения категорий удароопасности выработок, а также примененных мер по предотвращению динамических проявлений с оценкой их эффективности.

В особо сложных горно-геологических условиях (большая тектоническая нарушенность и глубина разработки, современные тектонические движения и высокая сейсмическая активность районов, гористый рельеф земной поверхности и другие осложняющие факторы и предпосылки возникновения динамических проявлений) необходимо предусматривать организацию непрерывного контроля состояния массива пород, в частности, путём создания сейсмостанций.

На рудниках Хибинских апатито-нефелиновых месторождений динамические проявления, в частности, горные удары, стали фиксировать с середины шестидесятых годов. В 1982 г. специалистами комбината «Апатит» и ряда научно-исследовательских и проектных институтов был разработан проект по извлечению запасов руды на одном из участков Кировского рудника, где было предусмотрено проведение специальных противоударных мероприятий. На основании этого проекта Комиссия по горным ударам для обеспечения безопасности проведения горных работ приняла решение о создании сейсмостанции ПО «Апатит».

Первая очередь сейсмостанции была введена в опытную эксплуатацию в 1986 г. На первом этапе результаты сейсмостанции использовали в основном в качестве справочного материала для служб предупреждения горных ударов рудника, они позволяли оперативно уточнять параметры произошедших сейсмических событий. В дальнейшем разработанные методики позволили выработать практические рекомендации, непосредственно определяющие безопасность проведения горных работ.

В апреле 1991 г. сейсмостанция стала самостоятельным цехом, и дальнейшая её история — это этапы постоянного расширения наблюдательных сетей, строительства и модернизации программно-аппаратных средств.

В настоящее время система представляет собой программно-аппаратный и методический комплекс, осуществляющий

контроль процессов разрушения горных пород на подземных рудниках ОАО «Апатит» путём непрерывной регистрации сейсмических проявлений горного давления, накопления и анализа полученной информации.

Комплекс включает 30 сейсмопавильонов на трёх подземных рудниках, оснащённых современным импортным оборудованием, цифровую телеметрию для передачи данных, более 70 км кабельных трасс, высокопроизводительную компьютерную технику для обработки и вывода информации.

Подобные специальные службы организуют и для прогноза внезапных выбросов пород и газа. Такие службы дают заключения об отнесении отдельных участков массива, пластов, слоев пород к различным категориям выбросоопасности, осуществляют текущий прогноз выбросоопасности, в пределах пластов или залежей, опасных в целом по выбросам, выделяют опасные и неопасные зоны, устанавливают степень эффективности различных профилактических мер, консультируют технический персонал горных предприятий по рекомендуемым профилактическим мерам.

С точки зрения прогнозирования динамических проявлений горного давления в пространстве выделяют *региональный* и *локальный* прогнозы ударо- и выбросоопасности.

Региональный прогноз базируется на анализе горно-геологических и геомеханических характеристик массива, свойств пород, с точки зрения опасности горных ударов и проявлений внезапных выбросов. Основная цель регионального прогноза — выделение зон потенциальной опасности по горным ударам и выбросам и установление категорий состояния выработок в пределах шахтного поля, горизонта или отрабатываемого блока.

Данные регионального прогноза учитывают на стадии проектирования при составлении комплексных проектов развития горно-добычных районов, создании проектов новых шахт и рудников (объектов подземного строительства), проектов вскрытия и разработки новых горизонтов.

Региональные методы прогноза являются приближенными, поскольку они характеризуют состояние и свойства массивов пород по ограниченному количеству данных. Степень их до-

стоверности находится в прямой зависимости от изученности рассматриваемых массивов. Эти данные проверяют и уточняют по мере ведения горных работ с помощью методов локального прогноза.

Локальный прогноз предусматривает количественные определения деформационно-прочностных свойств пород, экспериментальные измерения действующих напряжений, определения давления газа в породах, пористости, газопроницаемости, влажности, сорбционной емкости и оценку изменений свойств и состояния конкретных участков массива по мере вскрытия участков шахтного поля, подготовки блоков к эксплуатации, проведении отдельных выработок.

В частности, при локальном прогнозе выбросоопасности для мощных угольных пластов в месте их вскрытия можно пользоваться показателем:

$$П = p_{\max} - 19(f_{\text{кр}})^2, \quad (13.4)$$

где p_{\max} — максимальное измеренное давление газа в пласте в месте вскрытия; $f_{\text{кр}}$ — коэффициент крепости угля.

Это выражение получено по результатам статистической обработки наблюдений за внезапными выбросами в условиях различных месторождений. Пласт считают опасным по выбросам при $П > 0$.

На основании результатов локального прогноза удароопасности участки массива вокруг выработок разделяют на две категории: «Опасно» и «Неопасно».

Категория «Опасно» соответствует напряженному состоянию массива в приконтурной части выработки, при котором существует вероятность горного удара. На таком участке запрещается ведение горных работ до выполнения профилактических мероприятий с целью приведения его в неудароопасное состояние. Запрещается передвижение людей, не связанных с проведением указанных мероприятий. Приведение в неудароопасное состояние должно осуществляться по проекту, утвержденному главным инженером предприятия.

В местах, где ранее была установлена категория «Опасно», должен производиться периодический контроль удароопас-

ности, он выполняется также в выработках при изменениях горно-геологической и горно-технической обстановки или при появлении внешних признаков удароопасности.

Категория «Неопасно» соответствует неудароопасному состоянию и не требует проведения противоударных мероприятий. При этом сохраняется необходимость выполнения прогноза удароопасности.

Наибольшую сложность представляет третий вид прогноза — *предсказание времени* проявления горных ударов или внезапных выбросов. Эти цели достигают при выполнении текущего прогноза состояния массива пород или выработок.

Этот вид кратковременного прогноза основан на визуальном и инструментальном улавливании и регистрации предвестников горных ударов или внезапных выбросов, проявляющихся иногда за несколько минут или даже секунд до явления, на регистрации изменений напряженности пород и газодинамического режима в процессе ведения горных работ. Основной задачей текущего прогноза является оценка состояния конкретного участка массива или выработки и своевременное предупреждение о переходе участка их в опасное или, наоборот, в неопасное состояние.

На различных стадиях освоения месторождений полезных ископаемых или подземного строительства применяют различные методы получения необходимой информации для прогноза возможностей проявлений горного давления в динамической форме.

На стадии разведки месторождения или инженерно-геологических изысканий получают исходные данные для выполнения регионального прогноза удароопасности и выбросоопасности.

При этом способность горных пород к накоплению упругой энергии оценивают посредством испытаний механических свойств пород с использованием буровых кернов геологоразведочных скважин.

Полную информацию о степени удароопасности пород можно получить по результатам испытаний в режиме контролируемого разрушения, сравнивая модули спада и модули упругости. Однако эти методы испытаний ещё не являются широко распространёнными, поэтому некоторые предположения полезно делать и по результатам обычных стандартных испытаний.

В частности, для пород, потенциально склонных к горным ударам, зависимости «нагрузка—деформация» близки к прямолинейным, т.е. деформирование пород соответствует 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.

Детально исследуются структурные неоднородности массива пород, степень распространения и параметры тектонических нарушений, раздробленных и перемятых зон, пликативных нарушений, пережимов, раздувов и выклиниваний, а также изменение относительной мощности и механических характеристик отдельных пачек пород. Выявляются наличие в массиве прочных слоев или пластов пород, способных висеть над очистным пространством, создавая высокие концентрации напряжений вблизи забоя.

Изучаются коллекторские свойства массива, устанавливаются показатели газоносности, газонасыщенности пород, величины давлений в них газов. 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.

Большое внимание уделяется анализу гидрогеологических условий. С увеличением содержания влаги в породе выбросоопасность снижается, 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. 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 этом 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.

По результатам анализа керна геологоразведочных скважин делают первые выводы и о характере напряжённого состояния массива. В частности, разрушение керна на диски (дискование) или ориентированные разрушения контуров сечений скважин или разведочных выработок указывает на наличие повышенных напряжений позволяет судить о направлении их действия в массиве пород. По этим данным можно сделать первые предположения о типе напряжённого состояния массива, и, если данные указывают на гравитационно-тектонический тип естественного поля напряжений, то вероятность ударо- и выбросоопасности увеличивается.

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.

В тех случаях, когда разведку или инженерно-геологические изыскания ведут с проходкой не только скважин, но и горных выработок, возникает возможность выполнять измерения тензора напряжений в натуральных условиях, а также определения свойств пород с учётом низких порядков структурных неоднородностей.

Оценка удароопасности пород на стадии разведки и изысканий носит обычно предварительный характер и уточняется на стадии строительства и эксплуатации объекта. При этом объективными признаками удароопасности и выбросоопасности, предвестниками горных ударов и выбросов являются:

- интенсивное разделение породных кернов на диски (при керновом бурении разведочных технических скважин);

- ориентированное разрушение пород на контуре выработок, приобретение сечениями выработок шатровой формы;
- изменение крупности штыба при бурении шпуров и скважин (в перенапряженных участках увеличивается до 10 раз и более с возрастанием крупности);
- возрастание коэффициента использования шпуров до единицы и даже более;
- увеличение дальности отброса от забоя и степени измельчения пород при взрывании;
- 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),
- стрельяния, толчки на буровой инструмент и зажатие штанг, слабые горные удары, сопутствующие производственным процессам (бурению и взрыванию шпуров и скважин, работе врубовых машин, комбайнов и т.п.).

Оценка удароопасности на месторождениях, склонных к горным ударам, должна осуществляться в наиболее нагруженных участках, к которым относятся:

- участки геологических нарушений и складчатого залегания пород;
- приконтактные зоны литологических разновидностей пород;
- участки массива в зоне опорного давления от очистных работ;
- рудные, безрудные целики и выступающие части массива;
- сопряжения выработок и передовые выработки.

Развитие горных работ, проведение выработок, продолжающаяся детальная геологическая разведка с бурением разведочных скважин позволяют применять весь арсенал методов определения свойств пород, характеристик структурных неоднородностей и напряжённого состояния, накопленный к настоящему времени геомеханикой.

На этой стадии освоения месторождений (подземного строительства) широко применяются методы контроля состояния

массива пород путём организации специальных геомеханических и геодинамических полигонов с использованием современных маркшейдерских, геодезических и геофизических методов. При этом получение и обработка информации осуществляется сотрудниками специально создаваемых структурных подразделений (геомеханических служб, служб геомониторинга, служб контроля состояния массива), часто с использованием различных автоматизированных аппаратурных комплексов.

13.5. СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ И ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПОРОД И ГАЗА

Все меры предупреждения горных динамических проявлений горного давления основаны на управлении геомеханическими процессами с целью снижения уровня напряжённости массива пород и (или) уменьшения способности пород накапливать упругую энергию деформирования. Для газодинамических явлений дополнительно предпринимаются меры дегазации массива пород.

Выделяются *региональные меры предупреждения* горных ударов и внезапных выбросов, охватывающие обширные пространства добычных участков или пластов, и *локальные меры*, относящиеся к отдельным горным выработкам и забоям.

К региональным мерам относятся:

- опережающая отработка защитных пластов (слоев, залежей);
- профилактическое увлажнение или рыхление пласта впереди очистных выработок или на подготавливаемом горизонте;
- предварительная дегазация массива.

Кроме этого, к профилактическим мероприятиям регионального масштаба следует отнести проведение предварительных определений (в частности, методами математического моделирования) областей и зон возможных проявлений горных ударов и внезапных выбросов. На основе этих работ обосновывается применение соответствующих систем разработки, технологических схем и приёмов ведения горных работ, при которых существенно снижается вероятность горных ударов и внезапных выбросов.

Локальными мерами являются:

- бурение опережающих разгружающе-дегазирующих скважин из действующих выработок;
- создание разгрузочных врубов и щелей;
- камуфлетное и сотрясательное взрывание;
- применение гидравлических способов (низконапорное увлажнение, гидровымывание полостей и щелей, гидрорыхление, гидроотжим);
- охлаждение призабойной части массива;
- физико-химическое воздействие на призабойную часть массива;
- микробиологическое воздействие на призабойную часть массива;
- возведение бутовых полос.

13.5.1. Региональные меры предупреждения горных ударов и внезапных выбросов

Одним из наиболее надежных региональных мероприятий по предотвращению горных ударов и внезапных выбросов является опережающая отработка защитных пластов (слоев, залежей). 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 деформирования и перемещений 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, обрабатываемый первоначально, называют защитным, а пласт, залежь или слой, опасный по горным ударам или внезапным выбросам, обрабатываемый 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, и это также снижает опасность внезапных выбросов.

На рис. 13.4 представлена схема изменения напряжённо-деформированного состояния массива в пределах области влияния очистной выработки по защитному пласту (слою).

В области влияния очистной выработки выделяется зона опорного давления 2, где напряжения возрастают по сравнению с напряжениями в нетронutom массиве, и зона разгрузки 3, где напряжения ниже, чем в нетронutom массиве. Степень снижения напряжений в пределах зоны разгрузки по мере удаления вверх и вниз от выработки затухает. Часть зоны разгрузки 6, где напря-

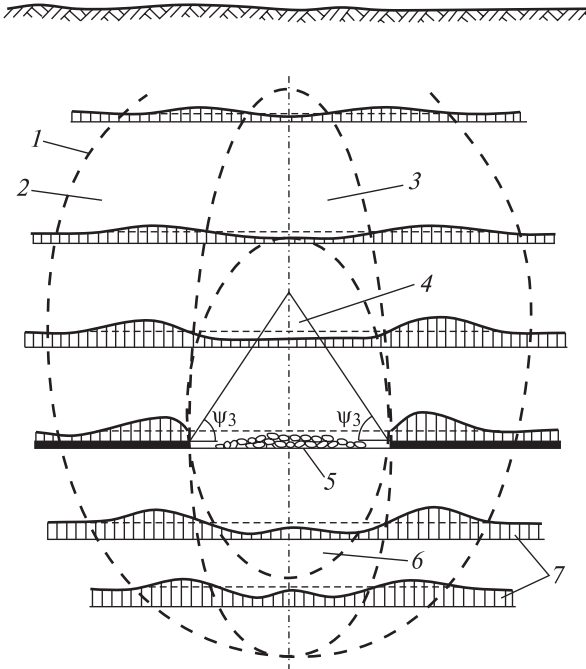


Рис. 13.4. Схема изменения напряжённо-деформированного состояния массива в пределах области влияния очистной выработки по защитному пласту (слою):

1 — контур области влияния выработки, 2 — зона опорного давления, 3 — зона разгрузки, 4 — зона полной подработки (полных сдвижений), 5 — зона обрушения, 6 — защищенная зона, 7 — эпюры опорного давления на различных расстояниях от очистной выработки в массиве пород

жения снижаются в такой степени, что разработка становится безопасной по горным ударам, называется *защищенной зоной*.

Для обеспечения эффективной защиты от внезапных выбросов необходимо выполнение ряда дополнительных условий; в частности, снижение давления газа в опасном пласте, уменьшение газоносности 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.

Изменение газоносности и газопроницаемости пласта определяется характером изменения напряженно-деформированного состояния массива горных пород междупластья и интенсивностью дегазации пласта по трещинам, образующимся в толще пород в результате их подработки и надработки.

В свою очередь, интенсивность дегазации подрабатываемого (надрабатываемого) выбросоопасного пласта зависит от интенсивности образования системы газопроводящих трещин, их размеров, протяженности и местоположения, т.е. от газопроницаемости междупластовой породной толщи. Система газопроводящих трещин образуется в результате раскрытия природных трещин и микропор, а также образования техногенных трещин разрыва, в породной толще между выбросоопасным и защитным пластами.

Кроме того, при прогибе подрабатываемых и (в значительно меньшей степени) надрабатываемых породных слоев, за пределами зоны интенсивного развития и раскрытия трещиноватости, могут образоваться полости расслоения пород, которые заполняются газом, десорбированным из частично разгруженных угольных пластов. Скорость десорбции газа из угля находится в тесной зависимости от зияния и скорости развития газопроводящих трещин. Раскрытие природных и образование техногенных трещин в междупластовой породной толще может повышать газоотдачу подзащитных угольных пластов на 2–4 порядка по сравнению с природной.

В результате нарушается состояние природного динамического равновесия системы «уголь–метан» в под- и надрабатываемых

толщах, при этом остаточное давление метана в подзащитном угольном пласте, определяющее остаточную газоносность его угля, зависит (при прочих равных условиях) от степени нарушенности техногенными трещинами междупластовой породной толщи.

На основании инструментальных измерений установлено следующее условие образования газопроводящих трещин в подрабатываемых слоях при пологом залегании угольных пластов:

$$\frac{M}{m} \leq \frac{250}{\epsilon_{кр} \cdot 10^3}, \quad (13.5)$$

где M — мощность междупластья; m — вынимаемая мощность пласта; $\epsilon_{кр}$ — относительная деформация растяжения, при которой происходит разрыв сплошности пород.

Расчеты по формуле (13.5) и натурные наблюдения показывают, что по степени дегазации в подработанном массиве могут быть выделены следующие четыре зоны (при пологом залегании пластов):

I — при $M/m \leq 25$ в любых осадочных породах образуется сквозной газопроводящий канал;

II — при $25 < M/m < 80$ 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;

III — при $80 < M/m < 125$, сквозные секущие трещины не образуются даже в песчаниках ($\epsilon_{кр} \geq 0,003$) и газ от выбросоопасного пласта к защитному перестает поступать, но уменьшение давления газа в выбросоопасном пласте всё же происходит вследствие его миграции во вмещающие расслоившиеся породы;

IV — $M/m > 125$ секущие трещины в осадочных породах, включая угольные пласты, не образуются совсем.

При залегании выбросоопасного пласта в пределах первой зоны происходит практически полная дегазация угля, при которой не требуется никаких дополнительных противовыбросных мероприятий. При этом остаточное давление газа в нем практически не зависит ни от природного давления газа, ни от соотношения M/m .

При залегании выбросоопасного пласта в пределах второй зоны дегазация его происходит менее интенсивно, чем в первой зоне, при этом степень дегазации находится в обратной зависимости от соотношения M/m . Остаточное давление газа в подработанном пласте в этих условиях мало зависит от природного давления.

В третьей зоне происходит частичная, временная дегазация выбросоопасного пласта за счет миграции части десорбированного газа в трещины, образовавшиеся в породах, окружающих пласт. Остаточное давление в этих условиях существенно зависит от природного давления газа в пласте. Для дегазации пласта требуется дополнительное бурение дегазационных скважин.

В четвертой зоне дегазация подрабатываемого выбросоопасного пласта практически не происходит, но за счет разгрузки от напряжений происходит десорбция метана и свободный газ скапливается в выработках подработанного пласта, что требует применения полного комплекса противовыбросных мероприятий.

При применении метода опережающей отработки защитных пластов исключительную важность имеет согласованность развития горных работ в пространстве и во времени по защитному и защищаемым пластам, слоям или залежам. Основное условие при этом, чтобы очистные забой по этим пластам не выходили из контура защищенных зон. В противном случае забой по защищаемому пласту может оказаться в зоне опорного давления, т.е. даже в более неблагоприятных условиях, чем это имело место при отсутствии разработки защитного пласта.

Также при опережающей отработке защитных пластов необходимо учитывать, что разгрузка от напряжений происходит практически мгновенно и распространяется на большие расстояния, в то же время изменение газодинамического состояния происходит существенно медленнее. Вследствие этого в случае выбросоопасных пластов для усиления эффекта защитного действия под- и надработку дополняют искусственной дегазацией защищаемого пласта скважинами. Кроме того, часто газонасыщенные породы после их дегазации приобретают более высокую прочность и в некоторых случаях могут стать опасными по горным ударам.

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.

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 практически исключает возможность проявления внезапных выбросов угля и газа. Однако в практике горного дела нередко встречаются случаи частичной защиты, когда для усиления защитного действия под- или надработки необходимо применять дополнительные мероприятия. Это связано с тем, что зона разгрузки распространяется в кровлю и почву пласта значительно дальше (в 2–2,5 раза), чем зона полной защиты.

Региональные мероприятия — профилактическое увлажнение или рыхление пласта впереди очистных выработок или на подготавливаемом горизонте в ряде случаев оказываются весьма эффективными, в частности, 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.

Эти мероприятия целесообразно применять при достаточной водопроницаемости пород и при возможности обеспечить равномерное увлажнение участка, определяемое сравнительной однородностью его коллекторских свойств. Кроме того, кровля и почва пласта или залежи должны быть водоустойчивы.

Применяют следующие способы увлажнения и рыхления:

- 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.

При увлажнении пласта влажность угля 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 разрыва пласта.

В качестве региональных мер снижения выбросоопасности весьма эффективны методы предварительной дегазации массива. При этом во многих случаях региональную дегазацию применяют одновременно с подработкой или надработкой пласта или залежи. Но часто предварительной региональной дегазации подвергают участки полезного ископаемого, ещё не находящиеся в области влияния горных пород.

В первом случае дегазация происходит значительно быстрее, чем во втором. 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.

Значение региональных способов устранения удароопасности и 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.

13.5.2. Локальные способы предупреждения горных ударов и внезапных выбросов

В отличие от региональных действие локальных способов ограничивается призабойной частью массива в подготовительных или очистных выработках или массивом пород целиков. Предложено большое число локальных способов, применяемых в тех или иных горно-геологических условиях. При этом в ряде случаев одновременно применяют несколько способов в оптимальном их сочетании для конкретных условий.

По характеру воздействия можно выделить следующие группы локальных способов:

- а) снижение 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 разгружающе-дегазирующих скважин из действующих выработок применяют в качестве локальной меры предупреждения горных ударов и внезапных выбросов в подготовительных и очистных выработках. Он способствует как уменьшению напряженности, так и изменению механических свойств призабойной части массива, а также 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 в той или иной степени разрушается. При этом зона повышенной концентрации напряжений перемещается вглубь массива. Одновременно через скважины происходит интенсивная дегазация.

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, в данном способе увеличение диаметра скважин обеспечивает больший эффект. Длина скважин не ограничивается, но в очистных забоях наиболее часто бурятся скважины длиной 15–20 м диаметром 80–250 мм.

Бурение опережающих скважин наиболее эффективно в подготовительных выработках, при ведении же очистных работ оно связано с нарушениями технологического цикла и снижением добычи 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 сближенных параллельных скважин или шпуров, отстоящих друг от друга на минимально возможном расстоянии. Щели между стенками скважин или шпуров при бурении или в результате действия напряжений разрушаются (рис. 13.5).

Наряду с буровым способом для создания опережающих полостей применяют также гидровывывание.

При проходке выработок в выбросоопасных песчаниках иногда применяют способ локализации выбросов, основанный

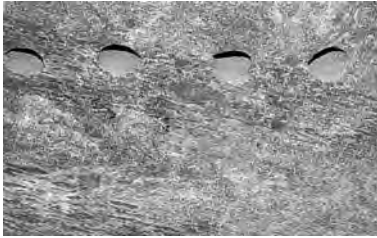
а*б*

Рис. 13.5. Создание разгрузочной щели бурением параллельных шпуров:
а — вид скважин сразу после бурения; *б* — скважины после разгрузки приконтурной области массива (Кировский рудник ОАО «Апатит»)

на использовании опережающего вруба, площадь которого 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.

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 породы в выработку. В отличие от этого сотрясательное взрывание — это взрывание заряда внутреннего действия и 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, взрывчатых веществ различной бризантности, последовательности взрывания шпуров в комплексе.

В результате взрывания камуфлетных зарядов в призабойной части массива происходит снижение концентрации напряжений, зона опорного давления перемещается в глубь массива, нагрузки в призабойной части массива распределяются равномернее и на более значительной площади. Разрыхленная и расчлененная

трещинами краевая часть массива служит также препятствием для проявления горного удара или внезапного выброса в сторону выработки.

При сотрясательном взрывании динамические напряжения накладываются на статическое поле напряжений, что приводит к превышению уровня предельных напряжений и провоцирует горный удар или внезапный выброс.

Таким образом, можно в определённой степени регулировать силу вызываемых горных ударов, не допуская выделения больших количеств энергии, т.е. вызывать горные удары относительно небольшой силы, в ожидаемое время, которые не могут привести к серьезным нарушениям горных выработок.

К недостаткам камуфлетного и сотрясательного взрывания как способа борьбы с внезапными выбросами пород и газа, относят вывалы пород из кровли, образование значительных пустот от спровоцированных выбросов, опасность запоздалых выбросов, нарушение ритмичности горных работ, особенно нежелательное при ведении очистной выемки.

Различные гидравлические способы широко применяются для борьбы с горными ударами и внезапными выбросами.

Наибольшего внимания из них заслуживают способы низконапорного увлажнения призабойной части массива, гидровывывания, гидрорыхления и гидроотжима.

Способ *низконапорного увлажнения* применяют для устранения как удароопасности, так и выбросоопасности. Способ основан на изменении деформационно-прочностных свойств горных пород. При увлажнении снижаются характеристики прочности и модуль упругости, повышается способность к пластическим деформациям и возрастает значение коэффициента поперечных деформаций.

В результате повышается деформационная способность краевой части массива и снижается способность массива к накоплению упругой энергии и хрупкому разрушению. Происходит перераспределение напряжений с перемещением максимума опорных нагрузок вглубь 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 осуществляется через передовую скважину, пробуренную по оси выработки, или через барьерные скважины, пробуренные по бокам выработки из специальных ниш. При диаметре скважин 45 мм их длина обычно составляет 25–80 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%.

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 квершлагами крутых пластов, содержащих мягкие пачки угля с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова менее 1, а также при проведении подготовительных выработок в выбросоопасных пластах, в которых имеются пачки нарушенного угля с коэффициентом крепости не более 0,6.

Гидровывывание производится через скважины диаметром 80–200 мм, пробуренные из квершлага в опасный пласт через породную «пробку» толщиной свыше 4 м, оставленную между забоем квершлага и опасным пластом. Пласт вымывается гидромонитором со средней скоростью 0,5 м в 1 мин, количество извлекаемого через скважины угля обычно колеблется в пре-

делах 15–40 т. Управление процессом гидровывывания — дистанционное.

При высокой крепости угля опасного пласта применяется восходящий порядок гидровывывания, при низкой (в сыпучих и мягких углях) — нисходящий, при этом для предотвращения обрушения нависающего массива угля верхняя часть полости периодически заполняется быстротвердеющим бетоном, нагнетаемым через контрольные скважины.

Способ гидровывывания может быть эффективно применён и при вскрытии крутых пластов полевыми штреками (рис. 13.6).

В этих случаях на выбросоопасный пласт бурят попарно скважины через 5–10 м по простиранию. Одна из скважин (на рис. 13.8 — верхняя) является нагнетательной. В неё подают воду под давлением 200–400 кгс/см² с расходом 5–10 м³/ч. При достижении некоторого критического давления происходит гидроразрыв пласта и прорыв воды в контрольную скважину. Далее идет процесс разрушения угля и его вынос 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.

Гидрорыхление представляет собой гидравлическую обработку призабойной части угольного пласта путем нагнетания в него воды под давлением $(0,75–2) \gamma H$, в результате которой нарушается целостность призабойной зоны, изменяется напряженно-

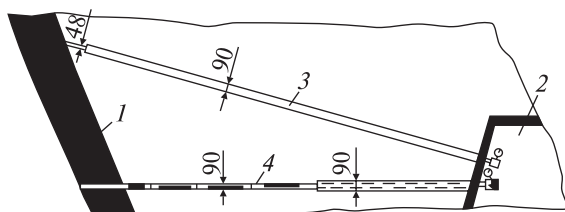


Рис. 13.6. Схема работ по гидровывыванию крутопадающего угольного пласта: 1 — выбросоопасный пласт, 2 — полевой штрек, 3 — нагнетательная скважина, 4 — контрольная скважина

деформированное состояние опасного пласта, увеличивается его газопроницаемость. При нагнетании воды в режиме гидрорыхления в пласте раскрываются существующие природные и образуются новые трещины, благодаря чему происходит ускорение процесса дегазации, перемещение максимума опорного давления вглубь 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. Объем закачки составляет не менее 20 л/т обрабатываемого угля в массиве.

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 максимум концентрации напряжений перемещается от забоя вглубь угольного массива, в зоне отжима снижается несущая способность угля, уменьшается давление газа в призабойной части массива.

При эффективном гидроотжиме резко увеличивается скорость смещения боковых пород (в 30–80 раз), при этом максимальная скорость смещения наблюдается во время самого процесса гидроотжима. После завершения процесса гидроотжима наблюдается стабилизация скорости смещения боковых пород и их большая равномерность по сравнению с необработанными зонами.

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.

С другой стороны, при понижении температуры увеличивается сорбционная ёмкость 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 аппаратуры.

Способ физико-химического воздействия предусматривает нагнетание в призабойную часть массива растворов некоторых органических высокомолекулярных соединений (например, мочевиноформальдегидных смол), способных к быстрой полимеризации и отверждению в присутствии катализаторов. После насыщения призабойной части массива раствор твердеет и свободный метан, оказываясь включенным во вновь образованную структуру, утрачивает способность лавинообразного выделения. Способ перспективен для предотвращения внезапных высыпаний.

Способ микробиологического воздействия основан на эффекте снижения метаноносности за счет разрушения метана микроорганизмами. В призабойную часть массива через скважины нагнетают 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 возведения бутовых 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. 13.7 в качестве примера приведена схема проходки и поддержания уклонов, рекомендованная для условий разработки удароопасных угольных пластов Кизеловского бассейна.

Локальные способы устранения ударо- и выбросоопасности пород. Особенно существенное значение имеют при подходе

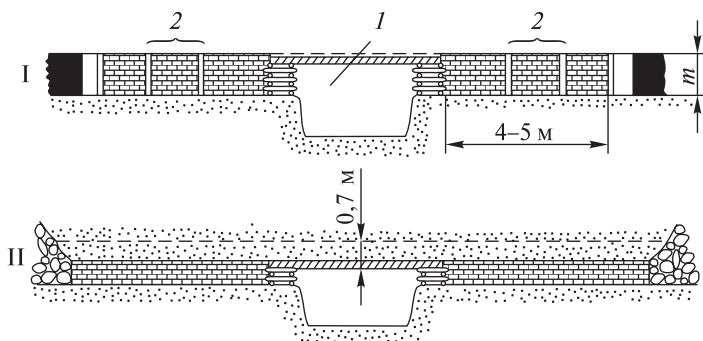


Рис. 13.7. Схема проходки и поддержания уклонов в удароопасных условиях:

I — на момент проходки; II — на момент окончания процесса сдвижения пород;
1 — уклон 2 — часть бутовой полосы, выкладываемая на глине

фронта горных работ к зонам тектонических нарушений, где резко увеличивается неравномерность напряженного состояния массива, увеличивается опасность и возможная сила горных ударов или внезапных выбросов.

13.6. МЕТОДЫ И ПРИЁМЫ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ВОЗМОЖНОГО ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ И ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ

Реализация мер по предупреждению горных ударов и внезапных выбросов необходима при проведении любых горных работ в условиях удароопасных и выбросоопасных массивов. Вместе с тем, порядок проведения горных работ, применяемые системы разработки, методы и приёмы оказывают большое влияние на состояние (в частности, степень напряжённости) массивов пород в целом и в пределах отдельных элементов систем разработки и тем самым усугубляют или, наоборот, ослабляют ударо- и выбросоопасную ситуацию. При этом выбор оптимальных технических решений фактически означает регулирование и, в конечном итоге, управление геомеханическими процессами с целью исключения или, по крайней мере, снижения вероятности горных ударов и внезапных выбросов.

Практикой и огромным опытом эксплуатации месторождений и подземного строительства выработаны принципы веде-

ния горных работ в ударо- и выбросоопасных условиях. В их основу положено стремление избежать или снизить воздействие основных факторов, обуславливающих возникновение или обострение удароопасной или выбросоопасной ситуации. Эти принципы в той или иной форме зафиксированы в различных регламентирующих документах.

Общие принципы заключаются в следующем:

- отработка шахтных полей в порядке, снижающем или исключающем образование участков с большой концентрацией напряжений;
- выбор и применение систем разработки, исключающих или уменьшающих перенапряжение отдельных элементов, в частности, оставление целиков в выработанном пространстве;
- исключение или уменьшение встречных и догоняющих забоев при проведении горных выработок и фронтов очистных работ;
- уменьшение количества горных выработок впереди фронта очистных работ в удароопасных пластах (залежах), для выбросоопасных пластов этот принцип не является обязательным;
- предупреждение зависаний пород над выработанным пространством.

Соблюдение этих принципов накладывает определённые ограничения на методы ведения горных работ во всех стадиях строительства горных предприятий.

В частности, с точки зрения общего порядка отработки месторождений, в удароопасных и выбросоопасных массивах предпочтительно вести отработку сплошным прямолинейным фронтом как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскости, избегая образование каких-либо выступов, которые всегда приводят к возникновению дополнительных концентраций напряжений. Если же уступная отработка неизбежна, то отставание уступов друг от друга должно быть таким, чтобы не было наложений зон концентрации напряжений вокруг отдельных уступов.

Вскрытие одиночных или свит пластов и залежей полезного ископаемого рекомендуется 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 опасному пласту или залежи.

Одним из способов устранения опасности динамических проявлений на участке пересечения опасного пласта (залежи) вскрывающей выработкой является предварительная разгрузка вскрываемого участка посредством отработки защитного слоя вокруг выработки (рис. 13.8).

Эффективен и другой способ, состоящий в изменении механических свойств вскрываемого участка полезного ископаемого, например, посредством сотрясательного взрывания через глубокие опережающие скважины, пробуриваемые 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.

При вскрытии выбросоопасных угольных пластов квершлагами или стволами обеспечивает существенный эффект применение каркасной опережающей крепи.

С этой целью из квершлага через породную «пробку» во вскрываемый пласт бурят серию скважин по контуру верхней части сечения 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

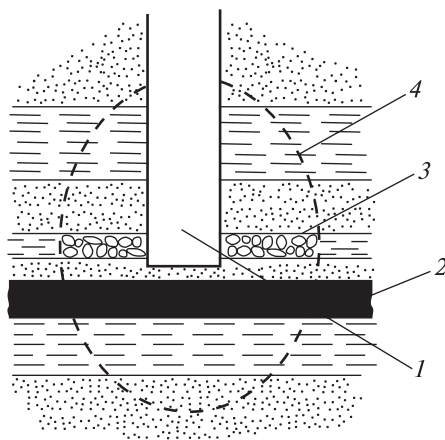


Рис. 13.8. Схема отработки защитного слоя в месте пересечения залежи полезного ископаемого шахтным стволом:

1 — шахтный ствол; 2 — вскрываемый пласт полезного ископаемого; 3 — закладка отработываемого участка в защитном слое; 4 — контур зоны разгрузки

или трубы, под выступающие концы которых подводят металлические или железобетонные арки. Получаемое сооружение может воспринять давление покрывающих пород при вскрытии пласта с применением сотрясательного взрывания. Пробуренные скважины способствуют также частичной дегазации угольного пласта на участке вскрытия.

Капитальные и подготовительные полевые выработки по выбросоопасным песчаникам Донбасса располагают вблизи почвы или кровли пласта, избегая проведения их в средней части, где выбросоопасность существенно более вероятна.

В условиях действия в массиве тектонических напряжений, в качестве меры предупреждения динамических проявлений горного давления важную роль играет оптимальная ориентация капитальных и подготовительных выработок, рассчитанных на длительный срок службы, и выбор наиболее устойчивых форм поперечных сечений. Места сбойки выработок необходимо выполнять в наименее напряженных зонах.

При выборе и обосновании систем разработки в условиях, опасных по горным ударам или внезапным выбросам, необходимо стремиться к тому, чтобы в максимальной степени разгрузился массив пород. С этой точки зрения наиболее оптимальны системы с полным обрушением вмещающих пород. Хороший эффект обеспечивают применение систем с закладкой. Малоприемлемы камерные системы работ, поскольку при этом остаются целики, являющиеся концентраторами напряжений.

Кроме того, в удароопасных условиях предпочтительны системы, в которых не осуществляется проведение выработок в массиве полезного ископаемого впереди очистных работ, либо объем таких выработок минимален. Этим требованиям в наибольшей степени удовлетворяют различные варианты сплошных систем разработки. При разработке мощных пластов или залежей следует, как правило, предусматривать слоевую отработку с выемкой защитного слоя сплошной системой.

В случае, если применение столбовых систем разработки всё же неизбежно, подготовительные выработки следует проводить широким ходом с двухсторонней раскоской, либо применять локальные мероприятия предупреждения горных ударов и выбросов. Расстояние между бремсбергами необходимо прини-

мать максимально большим, а переход очистным забоем через эти передовые выработки должен осуществляться по особому проекту, предусматривающему комплекс локальных защитных мероприятий.

В выбросоопасных условиях, где, в первую очередь, требуется осуществлять дегазацию, применение столбовых систем вполне возможно. При этом нарезные горные выработки используют для доработки участка и проведения региональных профилактических мероприятий.

Для снижения ударо- и выбросоопасности существенное значение имеет способ управления кровлей. При этом можно достичь существенного снижения напряженности краевой части массива полезного ископаемого и обеспечить 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 полная закладка. При этом для выбросоопасных пластов рекомендуют полную гидравлическую закладку с малой усадкой закладочного материала.

При разработке мощных пластов и залежей первый (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 в случаях подэтажной разработки 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.

Во всех случаях, когда это возможно, в ударо- и выбросоопасных условиях следует применять системы и технологии безлюдной выемки с дистанционным управлением добычными механизмами, машинами и комплексами. При этом расширяются возможности более широкого применения различных систем разработки, в частности, камерных и камерно-столбовых.

С этой точки зрения перспективными методами добычи полезного ископаемого при малой и средней крепости пород являются применение канатных пил, стругов, узкозахватных комбайнов, а также гидравлических технологий. 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.

В практике эксплуатации месторождений очень часто возникает необходимость обработки ранее оставленных целиков, что обычно представляет большую опасность.

Выемку целиков можно осуществлять либо способами, исключая возникновение горных ударов, либо способами, при которых вероятность горных ударов сохраняется, 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 отрабатываемых целиков. Поэтому такие выработки следует использовать только как вентиляционные, либо необходимо их заглублять на полное сечение в почву отрабатываемого пласта или залежи.

Выемка целиков осуществляется после формирования защитной зоны и приведения выработок к неудароопасному состоянию. При этом использование локальных способов приведения призабойного массива в неудароопасное состояние, предусматривающих бурение скважин в напряженный целик, небезопасно. Поэтому в таких случаях следует организовывать дистанционное бурение.

Очистные работы по выемке целиков необходимо вести сплошным фронтом, начиная от краевых частей, которые под воздействием опорного давления претерпели значительные деформации, частичное раздавливание, вследствие чего максимумы опорного давления переместились ближе к центральной части целиков. Таким образом, наиболее благоприятное

направление 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 забою в целях провоцирования назревающего горного удара или выброса. В течение 0,5–1 ч после взрыва люди не должны допускаться в район обрабатываемых целиков, во избежание запоздалых горных ударов и выбросов.

Нельзя производить отработку целиков в зонах влияния действующих очистных забоев, так как при этом может возникнуть дополнительная опасность горных ударов вследствие перераспределения напряжений от очистных работ на соседних участках.

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, исключая присутствие людей в очистном забое (гидроотбойка, буровзрывной способ с применением глубоких скважин, применение канатных пил и др.).

Во всех случаях выемка целиков должна выполняться по специальным проектам с рассмотрением возможного перераспределения напряжений в окрестности целиков после их выемки, с разработкой систем контроля состояния массива пород и мероприятий, обеспечивающих безопасность горных работ.

13.7. МЕТОДЫ ЗАЩИТЫ ЛЮДЕЙ ОТ ГОРНЫХ УДАРОВ И ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ

Опасность динамических проявлений горного давления для людей, непосредственно работающих в подземных условиях, 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 газовойздушной смеси при внезапных выбросах;
- в заполнении газом горных выработок вблизи места внезапного выброса и образовании бедной кислородом газовойздушной смеси;
- в нарушении нормальных условий вентиляции рабочих мест в результате их завала при горных ударах и внезапных выбросах.

В зависимости от силы и 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.

Одной из основных мер защиты людей от горных ударов и выбросов 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.

Существенное значение имеет инструктаж горнорабочих о визуальных признаках ударо- и выбросоопасности, предвестниках горных ударов и внезапных выбросов, мерах самоспасения, предусматриваемых планом ликвидации аварий.

Для возможной механической защиты работающих предусматривают специальные крепи, щиты, защитные козырьки и другие конструктивные меры, которые могут быть вполне достаточными и весьма эффективными, например, при стрельении горных пород, толчках, микроударах и небольших выбросах.

Так, в практике ведения горных работ в выбросоопасных условиях в нашей стране, Польше, ФРГ 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.

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 без постоянного присутствия людей.

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 отработке целиков буровзрывным способом присутствие людей во время взрывания и в течение 0,5–1 ч после него не допускается. Люди должны находиться не ближе 200 м от места взрыва, как правило, в выработках, пройденных по породе.

При внезапных выбросах наиболее опасны условия в очистных выработках маломощных крутых пластов: люди, работающие ниже участка выброса, подвергаются опасности травмирования, а работающие выше этого участка — опасности удушения газом. В таких условиях предусматривают запасные выходы через выработанное пространство по специальным ходкам, защищенным бутовыми полосами.

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.

**УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ
ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ
НА ОБЪЕКТЫ И СООРУЖЕНИЯ**

В условиях интенсивной разработки месторождений полезных ископаемых процессы деформирования нередко охватывают всю вышележащую толщу над очистными выработками, включая земную поверхность. В область влияния горных работ попадают различные объекты и сооружения, как в массиве пород, так и на поверхности. При этом *управление геомеханическими процессами заключается в выборе и обосновании мер охраны подрабатываемых объектов и сооружений от вредного влияния горных разработок.*

**14.1. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА МЕР ОХРАНЫ
ОБЪЕКТОВ И СООРУЖЕНИЙ ОТ ВРЕДНОГО
ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК**

В зависимости от характера и параметров геомеханических процессов в подрабатываемом массиве пород, а также особенностей подрабатываемых объектов применяют различные меры охраны объектов и сооружений от вредного влияния подземных горных разработок и от прорывов воды в горные выработки, которые условно можно разделить на четыре группы:

- профилактические,
- горно-технические,
- конструктивные
- комплексные.

Профилактические меры имеют основным назначением предотвращение или снижение вредных последствий горных разработок. Они основаны на прогнозных оценках параметров

геомеханических процессов, которые происходят в подрабатываемых массивах пород.

Горно-технические меры охраны направлены на разработку специальных методов ведения горных работ с целью уменьшения деформаций земной поверхности и подрабатываемых объектов.

Конструктивные меры защиты имеют целью приспособить здания и сооружения к перенесению деформаций с минимальными последствиями. Они напрямую не связаны с параметрами геомеханических процессов в подрабатываемых массивах, обычно осуществляются специалистами тех отраслей промышленности, к которым относятся подрабатываемые объекты.

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 документами¹.

Меры выбирают в зависимости от вида и назначения 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 это связано с большими материальными затратами, трудно осуществимо и не всегда является необходимым.

Чаще применяют частичную защиту объектов, при которой возможно появление деформаций в пределах, не ведущих к их

¹ Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. — М.: Недра, 1981. — 288 с.; Руководство по расчёту и проектированию зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. — М.: Стройиздат, 1983. — 136 с.

разрушению и прекращению эксплуатации, не представляющих опасности для работающих и живущих в охраняемых зданиях и сооружениях. При необходимости последствия подработки при этом устраняют послеосадочным ремонтом.

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.

Отработка запасов в условиях, при которых расчетные деформации превышают предельные значения, должна производиться с применением горно-технических мероприятий, уменьшающих деформации земной поверхности до допустимых значений. Если этими мероприятиями снизить деформации до допустимых значений не представляется возможным, дополнительно применяют конструктивные меры защиты.

При решении вопросов подработки объектов одиночным пластом или первым пластом свиты расчет ожидаемых деформаций обычно не производится, а условия отработки запасов под объектом определяются безопасной глубиной разработки H_6 , т.е. глубиной, ниже которой горные работы не вызывают в сооружениях деформаций, более допустимых.

Безопасная глубина H_6 вычисляется из выражений

$$H_1 = K_\varepsilon \frac{m}{[\varepsilon_g]}; \quad (14.1)$$

$$H_1 = K_i \frac{m}{[i_g]}, \quad (14.2)$$

где m — вынимаемая мощность пласта, м; $[\varepsilon_g]$ и $[i_g]$ — допустимые значения горизонтальных деформаций и наклонов для подрабатываемого объекта (определяются по нормативным до-

кументам); K_ϵ и K_i — коэффициенты, отражающие зависимость деформаций земной поверхности от углов падения пластов и физико-механических свойств массива горных пород.

В качестве примера в табл. 14.1 приведены значения коэффициентов K_ϵ и K_i для условий Донецкого бассейна.

Формулы (14.1) и (14.2) применяются соответственно для объектов, для которых опасными являются горизонтальные деформации ϵ или наклоны i . Если же для сооружений одинаковую опасность представляют и горизонтальные деформации и наклоны, то из двух значений H_6 , полученных по формулам (14.1) и (14.2), для дальнейшего рассмотрения принимается наибольшее значение.

«Правилами охраны сооружений» допускается определение безопасной глубины для отдельных пластов по формулам (14.1) и (14.2), если разрыв во времени между отработкой отдельных пластов в свите превышает общую продолжительность процесса сдвижения, деформации от разработки каждого пласта меньше допустимых, а повреждения, вызванные предыдущими подработками, полностью ликвидированы, или когда принятая схема и порядок отработки пластов не приводят к накоплению деформаций.

При выборе мер охраны подрабатываемых объектов проводят, как правило, технико-экономический анализ возможных вариантов. За базовый обычно принимают наиболее безопасный, но и наиболее дорогой вариант оставления предохранительного целика. Потери полезного ископаемого в предохранительном целике вызывают сложную цепь последствий, которые экономически проявляются в полной мере лишь через определенное время. Вследствие этого сравнение вариантов производят с

Таблица 14.1

Значения K_ϵ и K_i для условий Донецкого бассейна

| Угол падения пласта α , град | K_ϵ | 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 |

приведением затрат более поздних лет к текущему моменту, увеличивая затраты на коэффициент приведения затрат $K_{п}$, определяемый по формуле

$$K_{п} = \frac{1}{(1 + i)^t}, \quad (14.3)$$

где t — период времени приведения в годах; i — процентная ставка дисконтирования.

14.2. ПРОФИЛАКТИЧЕСКИЕ МЕРЫ ОХРАНЫ ОБЪЕКТОВ И СООРУЖЕНИЙ

Профилактические меры заключаются, главным образом, в оптимальном расположении различных объектов народного хозяйства относительно месторождений полезных ископаемых и будущих фронтов развития горных работ.

Профилактические меры 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 называют заблаговременными, во втором — текущими. Рациональная застройка горно-промышленных районов обеспечивает наиболее полную и эффективную отработку запасов полезных ископаемых с минимальными затратами на мероприятия по борьбе с вредными последствиями подработок.

Основой профилактических мероприятий служит карта прогноза ожидаемых деформаций земной поверхности.

На карте выделяют площади, не подверженные влиянию горных работ, или такие, где процессы сдвижения полностью закончились, т.е. площади, на которых строительство можно вести без всяких ограничений. Остальную территорию разбивают на участки:

- с относительно небольшими деформациями, на которых можно располагать второстепенные, малочувствительные к подработке, здания и сооружения;
- с затухающими деформациями, на которых в ближайшее время (после окончания процесса сдвижения) можно начинать строительство;

– 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 ослаблении массива, где происходит концентрация деформаций горных пород. В дальнейшем установленные по данным геологической разведки места концентрации деформаций уточняются инструментальными наблюдениями.

14.3. ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕРЫ ОХРАНЫ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ ОБЪЕКТОВ И СООРУЖЕНИЙ

Величины деформаций и сдвижений массива пород, т.е. параметры геомеханических процессов существенно зависят от порядка ведения горных работ, способа управления кровлей, скорости подвигания очистного забоя и др. Поэтому сутью горно-технических мер охраны является выбор технологических параметров горных работ, при которых подрабатываемые объекты и сооружения будут испытывать допустимые деформации. Целесообразность применения тех или иных мер защиты или комплекса этих мер определяется технико-экономическим расчетом и техническими возможностями, а технологические параметры горных работ являются важной составной частью проекта отработки запасов под застроенными территориями и природными объектами.

В свою очередь, выбор конкретных горно-технических мер защиты объектов и сооружений от вредного влияния горных работ определяется также числом подрабатывающих пластов, а также видом и параметрами подрабатываемых сооружений.

14.3.1. Подработка зданий и сооружений одиночным пластом или залежью полезного ископаемого

В частности, для компактных сооружений типа зданий, наиболее часто стараются планировать горные работы так, чтобы подрабатываемый объект как можно раньше попадал в пределы плоского дна мульды сдвижения, т.е. на тот её участок,

где деформации наиболее равномерны. Для выполнения этого условия необходимо, чтобы общий фронт очистных работ под рассматриваемыми объектами удовлетворял условиям:

$$D_1 = a + b + l_1 / \cos \alpha + 2\Delta, \quad (14.4)$$

$$D_2 = 2H \operatorname{ctg} \psi_3 + l_2 + 2\Delta, \quad (14.5)$$

где D_1 и D_2 — размеры очистной выработки соответственно вкрест и по простиранию (рис. 14.1); 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 вкрест 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:

$$a = \frac{(H + 0,5l_1 \operatorname{tg} \alpha) \cos(\psi_1 + \alpha)}{\sin \psi_1}; \quad (14.6)$$

$$b = \frac{(H - 0,5l_1 \operatorname{tg} \alpha) \cos(\psi_2 + \alpha)}{\sin \psi_1}, \quad (14.7)$$

где ψ_1 , ψ_2 и ψ_3 — углы полных сдвижений.

Если погрешность в определении углов полных сдвижений составляет $\pm 5^\circ$, то $\Delta = 0,1 H$.

Создание плоского дна в мульде сдвижения при небольших глубинах разработки пластов обычно не представляет трудностей,

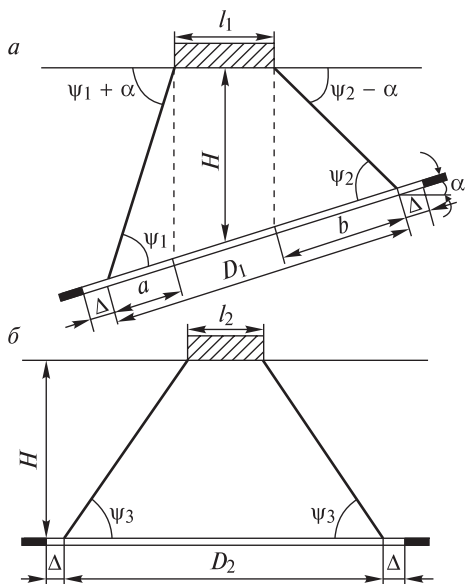


Рис. 14.1. Расположение подрабатываемого объекта на участке плоского дна мульды сдвижения на разрезе вкрест простирания (а) и по простиранию пласта (б)

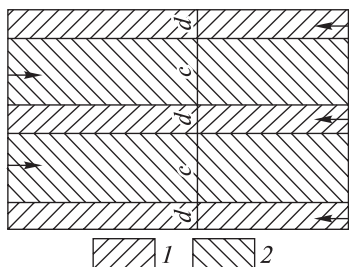


Рис. 14.2. Последовательность отработки пласта при способе парных штреков:

1 и 2 — участки пласта, обрабатываемые соответственно на первом и втором этапе

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 путем соответствующей отработки нескольких лав. Наиболее эффективен в этом отношении способ *парных штреков* (рис. 14.2).

При этом способе на первом этапе (прямым ходом) обрабатывают лавы, влияние которых на земную поверхность мало ощутимо. Между этими лавами оставляют полосы, при выемке которых на втором этапе (обратным ходом) происходит интенсивное деформирование промежуточной толщи горных пород, и на земной поверхности образуется плоское дно.

Размер очистной выработки первого этапа определяют из выражения

$$d = B\sqrt{H}, \quad (14.8)$$

где B — коэффициент, зависящий от совокупности свойств толщи горных пород (прочности, слоистости, трещиноватости и т.д.); его значение в условиях угольных месторождений колеблется в пределах от 3 до 5, устанавливается обычно эмпирическим путем.

Длину лав s , 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;

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) участки пласта между первыми лавами детально разведываются и оконтуриваются, так что их отработка происходит более надежно и ритмично;

д) очистные работы ведут без межлавных целиков, что уменьшает потери и обеспечивает 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 достаточно продолжителен, что позволяет приурочить интенсивную осадку сооружений к наиболее благоприятному времени.

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 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 сдвижения под влиянием одной или группы относительно коротких лав. Величину отставания забоев соседних лав L можно определить из выражения:

$$L = \lambda H_B, \quad (14.9)$$

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 $0,1H$ и $0,2l$ (l — длина каждой из обрабатываемых лав).

На деформации подрабатываемых зданий заметное влияние оказывает их ориентация по отношению к фронту очистных работ. 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, ориентированные продольной осью вкрест 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, были примерно параллельными линии очистных забоев.

Выемку полезного ископаемого под зданиями, расположенными вкрест простирания, целесообразно производить *двумя (или более) 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 бутовых полос.

Обработку 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 при обработке пластов на полную мощность технически невозможно или экономически невыгодно, применяют способы частичной отработки запасов.

При отработке пластов (залежей) на неполную мощность m' , последнюю вычисляют из выражения:

$$m' = m[\varepsilon]/\varepsilon, \quad (14.10)$$

где m — полная рабочая мощность пласта (залежи); $[\varepsilon]$ — 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 и межлавных целиков, при которых деформации земной поверхности под рассматриваемым объектом не превысят заданных значений. Задачу решают методом последовательного приближения.

Частичная отработка наиболее эффективна при углах падения менее 30° , глубине разработки более 150 м и относительно прочных породах ($[\sigma_{сж}] > 250 \text{ кгс/см}^2$). Длину лав при частичной отработке следует принимать не более $0,35 H$, а размеры целиков не менее $0,12 H$. При $D > 0,35 H$ влияние отдельной лавы на деформации земной поверхности резко возрастает, а при $d < 0,12 H$ возможны внезапные разрушения целиков под воздействием повышенного опорного давления.

Эффективным мероприятием, обеспечивающим нормальную эксплуатацию подрабатываемых объектов и не требующим дополнительных затрат, является учёт знака и направления развития деформаций в подрабатываемых объектах.

В частности, 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.

Коэффициенты усадки закладки из различных материалов

| Вид закладки | Коэффициент усадки <i>B</i> |
|------------------------------------|-----------------------------|
| Гидравлическая: из песка | 0,05–0,15 |
| из дроблёной породы | 0,15–0,30 |
| Пневматическая | 0,25–0,40 |
| Самотечная: из дроблёной породы | 0,25–0,45 |
| из рядовой породы | 0,35–0,50 |

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 будет увеличиваться.

При подработке самотечных канализационных коллекторов горные работы следует вести навстречу потоку транспортируемой в них жидкости.

В последние годы для защиты ответственных сооружений от вредного влияния подземных горных разработок все чаще применяют полную закладку выработанного пространства.

Из-за высокой стоимости закладочного комплекса закладку целесообразно применять на большой площади. К тому же чем обширнее закладываемая площадь, тем меньше сказывается влияние активизации сдвижения горных пород от соседних участков, отрабатываемых с обрушением кровли.

При использовании закладки необходимо учитывать коэффициент усадки закладки, зависящий от вида и материала закладки (табл. 14.2).

14.3.2. Подработка объектов и сооружений свитой пластов или жил

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 на-

ложение 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) может происходить полная или частичная взаимная компенсация деформаций разных знаков, и 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.

При необходимости организации гармонической отработки пластов (жил) составляют специальный проект, в котором определяют деформации от влияния лав, положение которых предопределено защищенными (от горных ударов или внезапных выбросов) зонами, технологией горных работ, пройденными капитальными выработками и другими факторами. Суммируют полученные деформации и полученную сумму с обратным знаком распределяют между остальными пластами (очистными выработками) пропорционально их мощности, отношению мощности к глубине или по другому признаку, приемлемому для данных условий. Затем определяют положение очистных выработок, при котором деформации земной поверхности в районе подрабатываемых объектов будут соответствовать численным значениям.

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, когда деформации земной поверхности не превышают значений, допустимых для подрабатываемого объекта.

При такой постановке задачи требуется лишь, чтобы деформации в процессе подработки и остаточные деформации в районе объекта не превысили допустимых для него значений.

При разработке свит пластов часто ограничиваются нахождением такого взаимного расположения выработок, когда суммарные деформации земной поверхности от очистных выработок в нескольких пластах не превышают деформаций, возникающих от каждой из этих выработок, т.е. когда не происходит существенного однозначного суммирования деформаций одновременно. Это требование выполняется, если граница влияния на земную поверхность каждой последующей очистной выработки совпадает с точкой максимальной деформации от предыдущей выработки, как это показано на рис. 14.3.

Ориентироваться можно на любой вид деформаций, но обычно за основу берут горизонтальные деформации, так как они являются наиболее опасными для большинства зданий

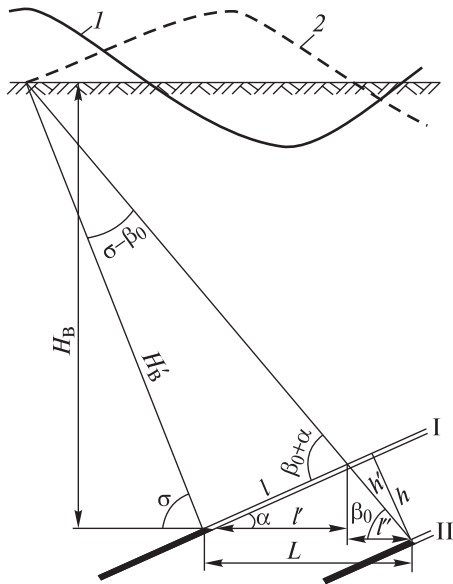


Рис. 14.3. Взаимное расположение выработок, исключающее накопление однозначных деформаций:

Графики горизонтальных деформаций: 1 — обусловленных проведением работ по пласту I; 2 — возникающих при разработке пласта II

и сооружений. Определение взаимного положения очистных выработок производят графически, с помощью номограмм или аналитически. При этом в последнем случае определяют оптимальное горизонтальное расстояние L между нижними границами очистных выработок в соседних пластах (рис. 14.3) по формулам нормативных документов:

для нисходящего порядка отработки

$$L = H_B \sin (\sigma - \beta_0) + h \cos \beta_0; \quad (14.11)$$

для восходящего порядка отработки

$$L = \frac{H_H \sin(\sigma - \beta_0) \cos \alpha}{\sin \beta_0 \sin(\sigma + \alpha)} + h \frac{\cos \sigma}{\sin(\sigma + \alpha)}, \quad (14.12)$$

где H_B и H_H — глубины залегания нижней границы очистной выработки соответственно в верхнем и нижнем из рассматриваемых пластов; β_0 — граничный угол со стороны падения пласта; α угол падения пластов; σ — угол максимального влияния, определяемый по данным натуральных наблюдений, на большинстве месторождений его значения колеблются в пределах от $(\pi/2 - 0,7\alpha)$ до $(\pi/2 - 0,9\alpha)$; h — расстояние между пластами по нормали.

При отработке свит крутопадающих пластов, вскрываемых вертикальными стволами и квершлагами, расстояние между пластами, при котором не будет существенного однозначного наложения деформаций, вычисляют из выражения

$$L = H(\operatorname{ctg} \beta_0 - \operatorname{ctg} \sigma), \quad (14.13)$$

где H — глубина расположения откаточного квершлага.

Степень деформирования подрабатываемых объектов зависит не только от взаимного расположения горных выработок в пространстве, но и от развития горных работ во времени. В частности, для компенсации деформаций необходим минимальный разрыв во времени между отработкой пластов.

Если пласты обрабатываются способом, когда 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 обработкой пластов должен быть не менее общей продолжительности процесса. Это необходимо для снятия напряжений, возникших от предыдущей подработки (преимущественно в стальных трубопроводах), или устранения появившихся деформаций в охраняемых объектах.

14.3.3. Охрана сооружений путём оставления предохранительных целиков

Наиболее надежной мерой защиты и охраны объектов и сооружений от вредного влияния подземных горных разработок (но наименее экономичной) является оставление предохранительных целиков.

Установление оптимальных размеров предохранительного целика представляет собой сложную и ответственную инженерную задачу. Известны случаи, когда целики недостаточных размеров вызывали существенно 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.

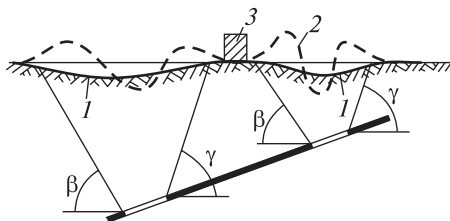
Оставление целиков существенно нарушает технологию добычи полезного ископаемого и ритм работы горного предприятия. Особенно это ощутимо при высокой степени механизации добычных процессов, так как переход горных работ через оставляемый целик связан с увеличением непроизводительных монтажных работ.

Вообще предохранительные целики оставляют под сооружениями только в тех случаях, когда другие меры охраны технически невыполнимы или нецелесообразны по технико-экономическим соображениям.

В соответствии с «Правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях»¹ целики оставляют при

¹ Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. — М.: Недра, 1981. — 288 с.

Рис. 14.4. Определение границ опасной зоны мульды сдвига: 1 — мульда оседания, 2 — график горизонтальных деформаций, 3 — охраняемый объект



ведении горных работ выше горизонта «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 целиков предусматривают, как правило, не полную защиту сооружений, а только защиту их от разрушительных деформаций, т.е. при этом сооружения должны попадать за пределы опасной зоны мульды сдвига (рис. 14.4), определяемой углами сдвига.

Под построением целиков следует понимать определение границ, до которых можно вести горные работы, не вызывая недопустимых повреждений в охраняемых объектах или прорыва воды в горные выработки.

Построение предохранительных целиков производят графически или графоаналитически на планах, разрезах и проекциях на вертикальную плоскость в масштабах 1:2000 и крупнее. При этом применяют в основном следующие способы:

- вертикальных разрезов (сечения),
- перпендикуляров,
- проекций с числовыми отметками (изолиний).

Для компактных сооружений (например, зданий) широко применяется способ вертикальных разрезов (рис. 14.5).

Границы предохранительных целиков определяют на вертикальных разрезах линиями пересечения почвы пластов с плоскостями, проведенными под углами сдвига через границы охраняемой площади.

При определении границ охраняемой площади контур объекта ограниченных размеров в плане заменяют описанным прямоугольником, стороны которого параллельны направлениям

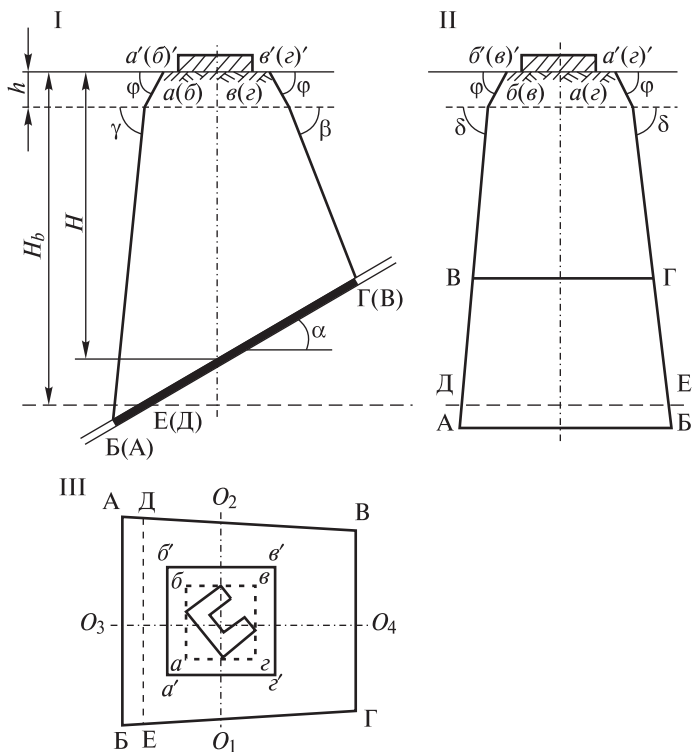


Рис. 14.5. Построение предохранительного целика способом вертикальных разрезов:

I — разрез вкрест простирания пласта, II — разрез по простиранию пласта;
III — план

падения и простирания пласта (на рис. 14.5 прямоугольник $ab\epsilon\delta$). Такое направление сторон прямоугольника обусловлено тем, что углы сдвигаения 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. 14.5 прямоугольник $a'\delta'\epsilon'\delta'$). Берма обеспечивает некоторый запас надежности охраны объектов при определённых погрешностях определения углов сдвигаения. Размеры берм принимают в зависимости от значимости (категорий) объекта и его чувствительности к деформациям земной поверхности.

Так, в «Правилах охраны сооружений...» 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 ширина бермы определяется по табл. 14.3 в зависимости от допустимых деформаций или категории охраны объекта.

На вертикальные разрезы проецируют границы охраняемой площади (точки a' , b' , v' , z') и от этих границ под углом сдвига φ в наносах и β , γ и δ в коренных породах проводят линии до пересечения с почвой залежи (пласта). Точки пересечения этих линий с почвой залежи (точки А, Б, В и Г) являются границами предохранительного целика в направлении построенных разрезов. Полученные границы целика, спроецированные с разрезов на план и соединенные между собой, образуют контур предохранительного целика на плане (трапеция АБВГ). В тех случаях, когда горизонтальная линия, проведенная на уровне безопасной глубины разработки H_6 на разрезе вкрест простирания, пересекает целик, нижней границей целика является линия пересечения горизонта безопасной глубины с почвой залежи (на рис. 14.5 линия ДЕ).

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.

Таблица 14.3

Параметры берм

| Допустимые деформации | | Категория охраны сооружений | Ширина бермы |
|---------------------------|--------------------|-----------------------------|--------------|
| $[\epsilon_d] \cdot 10^3$ | $[i_d] \cdot 10^3$ | | |
| 2 и менее | 4 и менее | I | 20 |
| 2,1–4,0 | 4,1–6,0 | II | 15 |
| 4,1–6,0 | 6,1–8,0 | III | 10 |
| Более 6,0 | Более 8,0 | IV | 5 |

Примечание. Если для сооружения по допустимым деформациям $[\epsilon_d]$ и $[i_d]$ получаются различные размеры берм, то в качестве окончательного значения принимается наибольшее.

По действующим нормативным документам или рекомендациям специалистов (строителей, технологов и т.д.) устанавливают виды и значения деформаций, от которых надо защищать данное сооружение. Так, например, 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 или в глубине массива в районе охраняемой площади не превысят допустимых значений. Местоположение этих границ определяют расчетным путем или по номограммам, на которых деформации земной поверхности изображены в изолиниях.

Номограмму, построенную для условий полной подработки, 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. 14.6).

Определение границ целиков под протяжёнными объектами обычно *выполняют способом перпендикуляров*.

К протяжённым объектам относятся линии железных дорог, трубопроводы различного назначения, реки, каналы, наклонные

шахтные стволы, квершлаг и другие подобные объекты, пересекающие шахтные поля на значительном протяжении.

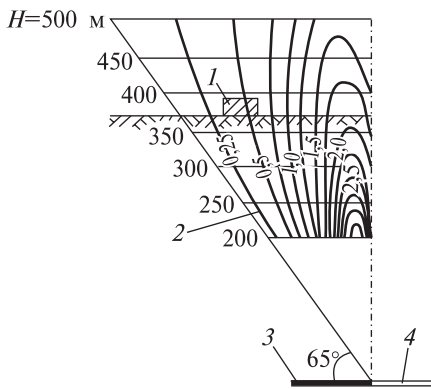


Рис. 14.6. Определение границ предохранительного целика по допустимым деформациям с помощью номограммы горизонтальных деформаций:

1 — охраняемый объект; 2 — изолинии горизонтальных деформаций растяжения, 10^{-3} ; 3 — предохранительный целик; 4 — выработанное пространство

Под такие объекты построение предохранительных целиков выполняют в такой последовательности (рис. 14.7):

а) по допустимым деформациям или по категории охраны сооружения устанавливают размер бермы, с учётом которой строят контур охраняемой площади на контакте наносов с коренными породами, линии контура должны быть параллельны сторонам охраняемого объекта;

б) охраняемый объект разбивают на ряд прямолинейных участков и для каждого из них определяют угол θ_n , т.е. острый угол, составленный осью объекта с простиранием пласта;

в) из середины прямолинейных участков восстанавливают перпендикуляры и в местах пересечения их с охраняемым контуром на контакте наносов с коренными породами (в точках $a, б, в, г, д, а', б', в', г', д'$) определяют глубины залегания пласта H_n ;

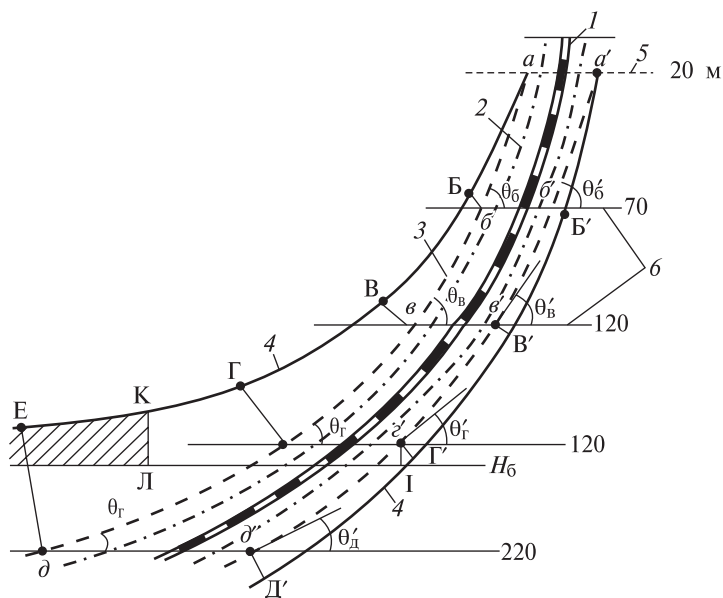


Рис. 14.7. Построение предохранительного целика под вытянутый объект (железную дорогу) способом перпендикуляров:

1 — охраняемый объект; 2 — охраняемый контур на поверхности (с учетом бермы); 3 — охраняемый контур по контакту наносов с коренными породами; 4 — границы целика; 5 — выход пласта под наносы; 6 — изоглубины пласта

г) по найденным значениям угла θ_n и глубины H_n по соответствующим таблицам или номограммам «Правил охраны...» определяют длину перпендикулярных отрезков q_n и l_n ;

д) от границ охраняемой площади на контакте наносов с коренными породами (от точек $a, б, в, г, д, а', б', в', г', д'$) откладывают в масштабе плана перпендикулярные отрезки q_n и l_n , концы которых соединяют затем плавными кривыми, являющимися боковыми границами предохранительного целика (верхней границей является обычно выход залежи под наносы, нижней — горизонт безопасной глубины H_6).

Если в результате построения предохранительный целик для диагонально расположенного вытянутого объекта в нижней части будет иметь острый угол, то последний рекомендуется срезать по линии падения пласта с таким расчетом, чтобы высота целика по линии среза в плоскости пласта была не более 40 м (отрезок $КЛ = 40 \cos \alpha$). В этом случае целик оптимальных размеров на рис. 14.7 ограничивается контуром $aa'B'Г'ЛКГВБ$.

При значительных размерах и сложной конфигурации охраняемых объектов построение целика производится по характерным точкам охраняемого контура. Для каждой из этих точек построение целика разрешается производить любым из известных способов. Полученные в результате построения внешние точки целика соединяют общей линией, которая является границей целиков.

При построении предохранительного целика для подземной выработки охраняемая площадка располагается выше кровли выработки на расстоянии $h = 2a$, где a — ширина охраняемой выработки.

Построение целиков для охраны шахтных стволов выполняется с учётом особых требований. При этом в основу способов построения предохранительных целиков под вертикальные стволы также положены закономерности процессов сдвижения земной поверхности. Однако вертикальные 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.

Вертикальные стволы шахт и рудников являются основными артериями горно-добывающих предприятий, поэтому согласно действующим «Правилам охраны...» стволы охраняют, как правило, без учета безопасной глубины. Это означает, что, практически, при любых глубинах залегания полезных ископаемых под стволами должны оставаться предохранительные целики.

Для относительно неглубоких стволов (до 400 м), а также блоковых и воздухоподающих (вспомогательных) стволов любой глубины целики строят по углам сдвижения.

Границы предохранительных целиков для глубоких главных и вентиляционных стволов с жесткой крепью, оборудованных постоянным подъёмом, 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 $\alpha < \pi/4$), где α — угол падения пласта (залежи) или 700 м (при $\alpha > \pi/4$) и более. В интервале глубин 400–600 м при $\alpha < \pi/4$ и 400–700 м при $\alpha > \pi/4$ границы предохранительных целиков определяются линиями, соединяющими границы целиков соответственно на глубинах 400 и 600 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 для всех стволов принимают равным 20 м.

В 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 ствола с подъемным комплексом и других надшахтных сооружений. Однако чаще приходится отдельно рассчитывать целик для охраны шахтного ствола с копром и зданием подъемной машины и для остальных сооружений промплощадки.

Методика построения целиков под стволы в основном та же, что и для других объектов. Но поскольку стволы следует защищать не только от недопустимых сдвижений, но и от опасных концентраций напряжений в массиве пород, околоствольные предохранительные целики должны отвечать ряду дополнительных условий.

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 $\alpha < \pi/4$ 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 от ствола в плоскости пласта по падению определяется по соответствующим таблицам «Правил охраны...».

При больших глубинах и наличии в основной кровле разрабатываемого пласта мощной (более 20 м) толщи труднообрушающихся монолитных пород ($[\sigma_{сж}] > 800 \text{ кгс/см}^2$) 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 охраны...» рекомендуется ограничивать размер целика в плоскости пласта в сторону падения пластов от ствола при α от 20° до 45° значением 250 м.

В отличие от сооружений, расположенных на земной поверхности, нагрузки на крепи стволов с увеличением глубины возрастают, одновременно повышается и степень их деформирования. Это вызывает необходимость при разработке мер их охраны разрабатывать специальные конструктивные меры, учитывающие также особенности деформирования толщи пород, число разрабатываемых пластов (залежей), темпы развития очистных работ, конструктивные особенности стволов (материал и конструкцию крепи, армировки и пр.) и другие факторы.

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, и др.) или применением специальных антифрикционных покрытий.

Для компенсации деформаций вертикального укорочения или удлинения ствола применяют укороченные звенья проводников. Типовые схемы конструктивных решений защиты жестких армировок стволов приведены в нормативных документах¹.

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

¹ Временные указания по проектированию, строительству и эксплуатации крепи и армировки вертикальных стволов угольных шахт в условиях влияния очистных работ. — Л., 1972. — 188 с.

отдельных несвязанных элементов, из легких блоков на анкерах, штанговую крепь с сеткой и т.д.

При выборе размеров и формы сечений, а также при расположении армировки и подъемных сосудов предусматривают необходимые зазоры между крепью ствола, движущимися сосудами, армировкой и канатами с учетом предстоящих деформаций массива пород. Обычно принимают схемы армировок с минимальным числом расстрелов и лунок за счет крепления части проводников к консолям и кронштейнам, с односторонним расположением проводников, а также путём применения проводников повышенной жесткости.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|-----------|
| Введение | 5 |
| Основные понятия геомеханики, определения и особенности геомеханических процессов | 5 |
| Взаимосвязь геомеханических процессов с естественным состоянием массива и методами ведения горных работ | 11 |
| Анализ современных подходов к вопросам управления геомеханическими процессами в массивах пород и перспективные направления их решения | 21 |
| Глава 1. ПРИРОДНЫЕ ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД. | 29 |
| 1.1. Физические свойства горных пород | 29 |
| 1.2. Структурные особенности массивов горных пород | 38 |
| 1.3. Естественное напряженное состояние массивов пород | 43 |
| Глава 2. ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ХАРАКТЕР И ПАРАМЕТРЫ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК. | 47 |
| 2.1. Проявления геомеханических процессов в одиночных протяжённых выработках | 48 |
| 2.2. Закономерности формирования напряженно- деформированного состояния приконтурного массива выработок при различном естественном напряжённом состоянии породных массивов и режимах деформирования и разрушения пород. | 50 |
| 2.2.1. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг одиночных выработок в условиях допредельного деформирования пород | 51 |
| 2.2.2. Условия образования областей разрушения и запредельного деформирования пород вокруг одиночных выработок | 75 |
| 2.2.3. Особенности напряжённо-деформированного состояния массива пород вокруг камерных выработок, призабойных областей и в местах сопряжений выработок. | 84 |

| | |
|---|----|
| 2.2.4. Напряжённо-деформированное состояние массива пород вокруг систем из нескольких выработок | 87 |
|---|----|

| | |
|--|-----------|
| Глава 3. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК И СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ | 91 |
| 3.1. Задачи управления геомеханическими процессами при проведении капитальных выработок и строительстве подземных сооружений | 91 |
| 3.2. Методы снижения действующих напряжений в приконтурном массиве выработок | 93 |
| 3.3. Методы целенаправленного изменения деформационно-прочностных свойств приконтурного массива | 103 |
| 3.4. Методы оценки устойчивости обнажений пород и принципы выбора мероприятий по поддержанию выработок. | 110 |

| | |
|---|------------|
| Глава 4. ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В МАССИВЕ ПОРОД ВОКРУГ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК И ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ | 118 |
| 4.1. Особенности проявлений горного давления в очистных выработках. | 118 |
| 4.2. Напряжённо-деформированное состояние вокруг очистной выработки. Зоны опорного давления и разгрузки | 120 |
| 4.3. Взаимное влияние очистных выработок при разработке обособленных и сближенных пластов и рудных тел | 124 |
| 4.4. Основные принципы выбора способа управления горным давлением при ведении очистных работ. | 128 |
| 4.5. Геомеханическая классификация применяемых систем разработки месторождений твёрдых полезных ископаемых. | 134 |

| | |
|---|------------|
| Глава 5. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ С ЕСТЕСТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА. | 137 |
| 5.1. Общие сведения | 137 |

| | |
|--|-----|
| 5.2. Определение размеров допустимых обнажений кровли очистных пространств | 141 |
| 5.2.1. Допредельный режим деформирования пород кровли | 142 |
| 5.2.2. Запредельный режим деформирования пород кровли | 143 |
| 5.3. Геомеханическое состояние целиков при различных режимах деформирования. | 159 |
| 5.4. Инженерные методы расчёта устойчивых параметров целиков | 171 |
| 5.4.1. Методы расчёта устойчивых параметров целиков при упругом деформировании и хрупком разрушении. | 172 |
| 5.4.2. Определение параметров целиков при склонности к неупругому деформированию . . | 180 |
| 5.4.3. Учёт динамических воздействий взрывных работ при определении оптимальных параметров целиков | 183 |
| 5.5. Обобщённый инженерный метод определения устойчивых размеров целиков. | 188 |

| | |
|---|------------|
| Глава 6. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА. | 199 |
| 6.1. Типы, виды и назначение закладки | 199 |
| 6.2. Особенности развития геомеханических процессов при использовании несвязной закладки | 207 |
| 6.3. Особенности развития геомеханических процессов при применении консолидированной (твердеющей) закладки. | 210 |
| 6.4. Нормативная прочность закладочного материала | 217 |
| 6.5. Учёт влияния взрывных работ на искусственный массив | 221 |

| | |
|---|------------|
| Глава 7. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО. | 223 |
| 7.1. Общие сведения | 223 |
| 7.2. Особенности развития геомеханических процессов при системах с магазинированием | 226 |
| 7.3. Определение параметров междуэтажных и междублоковых целиков | 231 |

| | |
|---|-----|
| Глава 8. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА | 238 |
| 8.1. Общие сведения | 238 |
| 8.2. Особенности развития геомеханических процессов при системах с креплением выработанного пространства | 239 |
| Глава 9. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ СИСТЕМАХ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД | 258 |
| 9.1. Общие сведения | 258 |
| 9.2. Факторы, определяющие характер сдвижения и обрушения пород | 259 |
| 9.3. Условия устойчивого состояния земной поверхности при разработке месторождений | 261 |
| 9.4. Закономерности сдвижения горных пород | 263 |
| 9.5. Основные закономерности процессов обрушения пород | 270 |
| 9.6. Взаимосвязь процессов обрушения пород с опорным давлением | 280 |
| 9.7. Методы снижения опорного давления и предотвращения его вредного воздействия | 284 |
| 9.8. Расчёт толщины предохранительной подушки для защиты выработок от динамических воздействий обрушающихся пород и воздушных ударов | 294 |
| 9.9. Предрасчёт объёмов обрушения | 299 |
| Глава 10. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ | 303 |
| 10.1. Общие сведения | 303 |
| 10.2. Особенности развития геомеханических процессов в грунтовых массивах и методы определения безопасных параметров бортов карьеров | 305 |
| 10.3. Особенности развития геомеханических процессов в массивах скальных пород и методы определения устойчивых параметров бортов карьеров | 312 |
| 10.4. Определение устойчивых параметров отвалов | 323 |
| 10.5. Обеспечение устойчивости уступов, бортов карьеров и отвалов. Мероприятия по предотвращению оползней и вывалов | 329 |

| | |
|--|------------|
| Глава 11. ОСОБЕННОСТИ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ | 335 |
| 11.1. Общие сведения | 335 |
| 11.2. Специфические геомеханические задачи при комбинированной разработке месторождений | 338 |
| 11.3. Определение параметров зон влияния открытых и подземных выработок при комбинированной разработке месторождений | 345 |
| 11.4. Предпочтительные направления развития фронтов очистных работ в карьере и руднике | 349 |
| 11.5. Особенности напряжённо-деформированного состояния промежуточной толщи массива и опорных целиков в зоне влияния карьера | 352 |
| 11.6. Устойчивость подработанных бортов и уступов карьеров | 358 |
| 11.7. Погашение подземных пустот в бортах и под дном карьера | 362 |

| | |
|--|------------|
| Глава 12. ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ПРИ ПОДРАБОТКЕ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ | 369 |
| 12.1. Классификация подрабатываемых водных объектов | 369 |
| 12.2. Системы разработки месторождений полезных ископаемых, применяемые при подработке водных объектов | 374 |
| 12.3. Категории опасности для горных предприятий по прорывам воды и грунта в очистные выработки | 376 |
| 12.4. Гидрогеомеханические явления при подработке истинных водных объектов | 382 |
| 12.5. Гидрогеомеханические явления при подработке специфических водных объектов | 389 |
| 12.6. Гидрогеомеханические явления при подработке переходных водных объектов | 391 |
| 12.7. Защита горных выработок от затопления | 394 |
| 12.8. Развитие гидрогеомеханических процессов при глубоком водопонижении в массивах горных пород | 399 |

| | |
|---|------------|
| Глава 13. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В УСЛОВИЯХ ДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ | 408 |
| 13.1. Общие сведения | 408 |

| | |
|--|-----|
| 13.2. Классификации динамических и газодинамических проявлений горного давления. | 410 |
| 13.3. Условия возникновения динамических проявлений горного давления и представления об их механизме | 412 |
| 13.4. Методы прогноза динамических проявлений горного давления | 424 |
| 13.5. Способы предупреждения горных ударов и внезапных выбросов пород и газа | 434 |
| 13.5.1. Региональные меры предупреждения горных ударов и внезапных выбросов | 435 |
| 13.5.2. Локальные способы предупреждения горных ударов и внезапных выбросов | 442 |
| 13.6. Методы и приёмы ведения горных работ в условиях возможного проявления горных ударов и внезапных выбросов | 450 |
| 13.7. Методы защиты людей от горных ударов и внезапных выбросов | 456 |

Глава 14. УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ ВРЕДНОГО ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОБЪЕКТЫ И СООРУЖЕНИЯ

| | |
|--|-----|
| 14.1. Основные принципы выбора мер охраны объектов и сооружений от вредного влияния горных разработок. . | 459 |
| 14.2. Профилактические меры охраны объектов и сооружений | 463 |
| 14.3. Горно-технические меры охраны подрабатываемых объектов и сооружений. | 464 |
| 14.3.1. Подработка зданий и сооружений одиночным пластом или залежью полезного ископаемого | 464 |
| 14.3.2. Подработка объектов и сооружений свитой пластов или жил | 470 |
| 14.3.3. Охрана сооружений путём оставления предохранительных целиков | 474 |