

62.2.27
4-45

Г. И. ЧЕРНЫЙ

УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ



2005.

622.27
4-49

Г. И. ЧЕРНЫЙ

УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА
Шифр _____
Изв. № 39507



МОСКВА «НЕДРА» 1980

Черный Г. И. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров. М., Недра, 1980. 216 с.

В книге рассмотрены вопросы устойчивости и деформирования бортов карьеров, а также безопасности ведения открытых горных работ в зонах действующих и старых подземных разработок. Приведены методы расчетов и рекомендации по этим вопросам для предприятий, разрабатывающих месторождения комбинированными способами.

Описаны рациональные способы ведения вскрышных, добычных и отвальных работ, позволяющие управлять процессом деформирования и уменьшать до минимума вредное влияние подземных разработок на устойчивость бортов и рабочих забоев карьеров. Приведены методы определения зон деформаций и зон обрушений над подземными разработками в карьерах и на прилегающих к ним территориях, а также методы расчетов откосов, подвергающихся действию взрывных волн.

Книга предназначена для работников научно-исследовательских институтов и проектных организаций горнодобывающей промышленности. Табл. 41, ил. 64, список лит. — 84 назв.

Ч $\frac{30703-001}{043(01)-80}$ 466—79. 2504000000

© Издательство «Недра», 1980

ИБ № 298

Гелий Иванович Черный

УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Редактор издательства *А. П. Крылова* Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Переплет художника *В. Т. Дружковой*
Технический редактор *Н. В. Жидкова* Корректор *Т. Н. Суворова*

Сдано в набор 08.06.78 Подписано в печать 17.08.79 Т-14564 Формат 60×90^{1/16} Бумага № 1
Гарнитура литер. Печать высокая-Печ. л. 13,5 Уч.-изд. л. 14,35 Тираж 1550 экз.
Заказ 482/5963—10 Цена 2 р. 20 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Московская типография № 6 Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР
по делам издательства, полиграфии и книжной торговли.
109088, Москва, Ж-88, Южнопортовая ул., 24.

Создание материально-технической базы коммунизма в СССР предполагает возрастание в огромных размерах объема производства основных отраслей промышленности при повышении эффективности капиталовложений и производительности труда. Большой удельный вес в общем объеме промышленного производства имеет горнодобывающая промышленность, являющаяся основным источником твердого топлива и сырья для металлургической, химической и других отраслей промышленности.

В горнодобывающей промышленности наиболее интенсивно повышаются производительность труда и эффективность капиталовложений при разработке полезных ископаемых открытым способом, обеспечивающим наиболее благоприятные условия для роста энерговооруженности и комплексной механизации производственных процессов. Вследствие этого область эффективного применения открытых горных работ возрастала. В разработку открытым способом вовлекались месторождения с более значительным коэффициентом вскрыши и более сложными горно-геологическими условиями.

В работах Б. П. Боголюбова, Б. П. Юматова и других советских ученых была доказана эффективность перехода к открытой разработке некоторых месторождений, ранее на протяжении ряда лет разрабатывающихся подземным способом или даже отработанных подземными способами с большими потерями. Уже в 50-х годах открытым способом стали разрабатываться Блявинский, Хайдарканский, Зыряновский и другие рудники.

В связи с необходимостью интенсифицирования разработки наиболее ценных месторождений получила также распространение параллельная разработка месторождений открытым и подземным способами.

В целом такие комбинированные способы разработки, когда открытые работы ведутся в зонах влияния действующих или старых подземных разработок, применяются более чем на 60 предприятиях горнодобывающей промышленности, в том числе на таких крупных предприятиях, как рудник Центрального горнообогатительного комбината и рудники им. Коминтерна, им. Фрунзе и другие в Кривом Роге.

Несколько позже комбинированный способ разработки начал широко применяться и на многих предприятиях США и Канады (рудники «Багдад», «Рей», «Маунт», «Морган», «Эрцберг», «Канана», «Сулливан», «Маркезадо» и др.).

Однако в большинстве случаев не решенными при комбинированной разработке остаются вопросы обеспечения устойчиво-

сти бортов карьеров и безопасности ведения открытых работ в зонах сдвижения действующих и старых подземных разработок.

Эффективность и безопасность горных работ определяется в основном тем, насколько удастся обеспечить устойчивость бортов карьеров в деформированном и частично разрушенном при ведении подземных работ породном массиве, а также тем, насколько удастся локализовать вредное влияние процесса сдвижения подземных разработок на открытые горные работы. Эти вопросы и рассмотрены в настоящей книге. В ее основу положены экспериментальные исследования автора, выполнявшиеся на рудных месторождениях Украины, Урала и Казахстана, а также на одном из зарубежных рудников.

Книга представляет собой первую работу, обобщающую вопросы устойчивости и деформирования пород при комбинированных способах разработки месторождений, и, как всякая первая работа, не лишена недостатков. Поэтому автор с благодарностью примет все замечания, касающиеся материала, изложенного в книге.

**КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ПОДРАБОТКИ КАРЬЕРОВ
ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ**

**§ 1. Основные сведения о комбинированных
способах разработки месторождений**

Под комбинированными понимают способы разработки, представляющие различные сочетания ведения открытых и подземных горных работ на одном или сближенных участках. Существуют комбинированные способы разработки с последовательным переходом от открытых работ к подземным и с параллельным их ведением, а также способы разработки, представляющие переходные ступени от открытых к подземным работам, когда очистные подземные работы развиваются из карьеров, разрезных или выездных траншей.

Термин «комбинированные способы» получил признание сравнительно недавно, главным образом в связи с широким развитием открытых горных работ на месторождениях, где ранее преобладала разработка подземным способом. Однако некоторые способы разработки, относящиеся к комбинированным применялись и ранее.

В зависимости от взаимного расположения открытых и подземных разработок и совмещения их во времени при комбинированном способе разработки возможны случаи, когда открытые горные работы производятся: а) за пределами зон влияния подземных разработок; б) в зонах непосредственного влияния действующих подземных разработок (так называемая совместная разработка); в) на участках, где ранее производились подземные работы, т. е. в зонах влияния старых подземных работ.

Подработка подземными горными работами действующих карьеров осуществляется по-разному в зависимости от того, какие породы они разрабатывают — скальные или мягкие.

В скальных породах, сдвигание которых при подземных разработках происходит в форме обрушения, подработка чаще всего осуществляется камерно-столбовой системой с оставлением достаточно прочных опорных целиков и потолочин, предотвращающих сдвигание пород. При этом в целиках оставляется часть запасов полезного ископаемого, доработка которого производится либо открытым способом (после прекращения подземных работ), либо подземным способом (после прекращения работ в карьере).

В мягких породах предотвратить развитие процесса сдвига, как правило, не удастся, поэтому их разработка подземным способом производится системами, обеспечивающими плавное сдвигание пород.

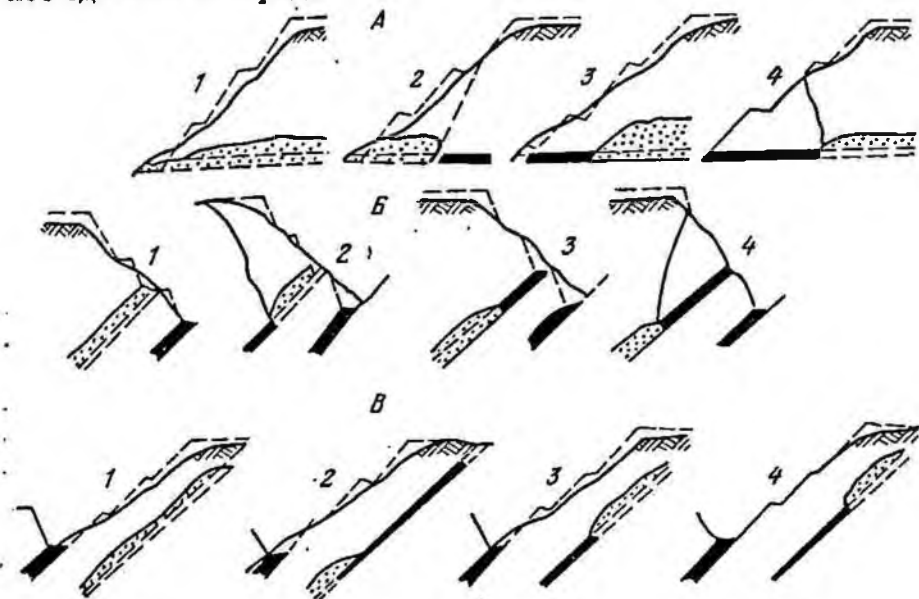


Рис. 1. Схема подработки бортов карьеров в мягких породах:

А — при горизонтальном залегании пластов; *Б* — при расположении подземных работ висячем и *В* — в лежащем боку мощного наклонного пласта, разрабатываемого открытым способом. 1 — (*А-1*, *Б-1* и *В-1*) полная подработка откоса борта; 2 — подработка его нижней части; 3 — средней и верхней и 4 — верхней части. Пунктиром показаны контуры бортов и пласты до подработки

При ведении открытых горных работ в зонах старых подземных разработок должно быть исключено наличие более или менее значительных подземных пустот, т. е. как в мягких, так и в скальных породах подземная разработка должна, как правило, завершиться сдвижением горных пород, распространяющимся до земной поверхности.

Комбинированные способы разработки полезных ископаемых классифицируются в зависимости от степени совмещения горных работ и специальных требований к методам их ведения. В табл. 1 приведены классификация, разработанная и описанная автором совместно с А. А. Вовком в работе [14], и краткая характеристика комбинированных способов разработки.

Комбинированные способы разработки, имеющие ряд преимуществ, главным из которых является возможность интенсифицировать разработку наиболее ценных месторождений при минимальных потерях (по крайней мере при отработке части этих месторождений), получили в последние годы широкое распространение.

В табл. 2 приведены данные о применении комбинированных способов разработки, в основном, при переходе от подзем-

Таблица 1

Комбинированный способ	Совмещение открытых и подземных работ	Условия ведения открытых горных работ	Специальные требования к методам и системам ведения горных работ	
			подземных	открытых
С последовательным переходом от открытых работ к подземным	Не производится	Обычные	Нет	Нет
С последовательным переходом от подземных работ к открытым	То же	В зоне старых подземных разработок	То же	Должна быть обеспечена безопасность ведения работ в зоне пустот и разрушенных пород
С параллельным ведением открытых и подземных горных работ в скальных породах	Производится	В зоне влияния действующих подземных горных работ	Должна быть сохранена устойчивость породного массива (обрушение пород не допускается)	Нет
С параллельным ведением открытых и подземных горных работ в мягких породах	То же	То же	Должно быть обеспечено плавное сдвижение пород или регулируемое креплением забоя обрушение	Должна быть обеспечена устойчивость бортов карьера и безопасность работ в зонах сдвижения
Камерная или камерно-столбовая подземная разработка из карьера или выездной траншеи	Производится	Обычные или в зоне влияния подземных работ	Разработка ведется через штольни в откосах бортов	Должна быть обеспечена устойчивость подрабатываемых бортов
Бурошnekовая разработка из карьера или выездной траншеи	То же	То же	—	То же

Предприятие и его местонахождение	Породы	Характеристика комбинированного способа разработки	Подземная разработка	Наиболее существенные осложнения при ведении открытых работ
Блявинский рудник (Южный Урал)	Скальные и полускальные	С переходом от подземных работ к открытым (ведение открытых работ в зоне старых подземных разработок)	Частично слоевое обрушение, частично камерами с закладкой камер	Вскрытие пустот, возникших при уплотнении закладки
Хайдарканский рудник (Средняя Азия)	То же	То же	Камерами без закладки	Объем отдельных пустот (камер) составляет от 0,5 до 4,0 в отдельных случаях до 10—18 тыс. м ³
Балейский рудник (Восточная Сибирь)	»	»	С обрушением пород	—
Рудник «Каула» (Кольский полуостров)	»	»	Со слоевым обрушением и камерами с закладкой	Вскрытие пустот различной величины
Рудник «Маут Морган» (США)	»	»	С полной закладкой выработанного пространства	—
Рудники «Багдад» и «Рей» (США)	»	»	Системой этажного смяо-обрушения	—
Предприятия «Санта-Барбара» (Италия)	Мягкие пески и глины	»	С обрушением кровли	Недостаточное обеспечение устойчивости бортов карьеров при углах откосов 16—40°
Рудники им. XX партсъезда, им. Дзержинского, им. Фрунзе и др. (Кривой Рог)	В основном скальные	С параллельным ведением открытых и подземных горных работ	Камерами без закладки, целики отрабатываются подземным способом после прекращения работ в карьерах	—
Рудник «Северный» Норильского комбината	То же	То же	Камерами с закладкой, отработка целиков открытым способом	Вскрываются пустоты вследствие неполноты закладки выработанного пространства
Рудник «Угольный ручей» Норильского комбината	»	»	С обрушением пород и принудительной посадкой пустот	Открытая разработка производится в разрушенных породах при наличии отдельных пустот
Гайский рудник (Южный Урал)	»	»	Камерами (предполагается закладка камер и отработка целиков карьером)	—
Алтын-Топканский рудник (Средняя Азия)	»	»	Камерами с оставлением целиков	—
Зыряновский рудник (Алтай)	»	»	Камерами, отработка целиков карьером	—

ных работ к открытым на некоторых отечественных и зарубежных рудниках, в табл. 3 — о применении комбинированных способов с подработкой бортов карьеров в Криворожском бассейне.

Таблица 3

Рудник	Методы разработки	Общая мощность рудных залежей, мм	Угол падения, градус	Предельная глубина карьера, м	Подработка и деформация бортов карьера
Им. К. Либкнехта.	С последовательным переходом от открытых к подземным работам	50—65	60—65	85	После прекращения открытых работ
Им. Кирова	То же	40—60	40—50	110	То же
Им. Коминтерна, шахта «Октябрьская»	»	40—60	48—56	125—140	»
Им. Коминтерна, шахта «Большевик»	»	20—30	48—55	70—80	»
Им. Фрунзе	»	20—30	50—60	50	»
Им. Фрунзе	С параллельным ведением открытых и подземных работ	20—35	50—55	60—70	»
Им. XX партсъезда	То же	30—40	55—60	60—70	»
Им. Дзержинского, шахта «Саксагань»	»	60—70	38—50	70—80	»
Шахта им. Петровского	»	45	35—45	50	»
ЦГОК	»	100—150	40—50	250	При ведении открытых работ

На рис. 1 приведены принципиальные схемы параллельного ведения открытых и подземных работ в мягких горных породах при горизонтальном и наклонном залегании пластов или пластобразных рудных залежей. Схемы А характерны для Никопольского марганцевого бассейна, схемы Б и В — для Челябинского бурогоугольного бассейна.

При схемах А-1 и Б-1 производится полная подработка откосов. В этом случае увеличивается крутизна откоса и значительно разрушаются и разупрочняются породы в нижних участках подрабатываемых откосов.

При схемах А-2 и Б-2 и В-2 увеличение крутизны откосов и разрушение их нижних участков происходит еще более значительно, поскольку подрабатываются и оседают только нижние участки бортов, в то время как верхние остаются неподработанными.

При схемах А-3, Б-3 и В-3, когда подрабатываются преимущественно верхние участки откосов, незначительно уменьшается их крутизна и еще менее незначительно разупрочняются примыкающие к откосу породы. Однако изменение напряженного состояния породного массива, обусловленное подземными выработками, приводит к нарушению условий устойчивости и деформирования откосов по всей их длине.

При схемах А-4, Б-4 и В-4 происходят лишь оседание и деформирование верхних участков откосов. Изменение напряженного состояния в этих случаях недостаточно для нарушения условий устойчивости подрабатываемых откосов.

Аналогичным образом производится подработка и в скальных породах, однако при этом происходит, как правило, не деформирование и оседание породного массива, а его обрушение.

Наиболее широко применяемые схемы взаимного расположения подземных и открытых работ при комбинированных разработках скальных пород приведены на рис. 2.

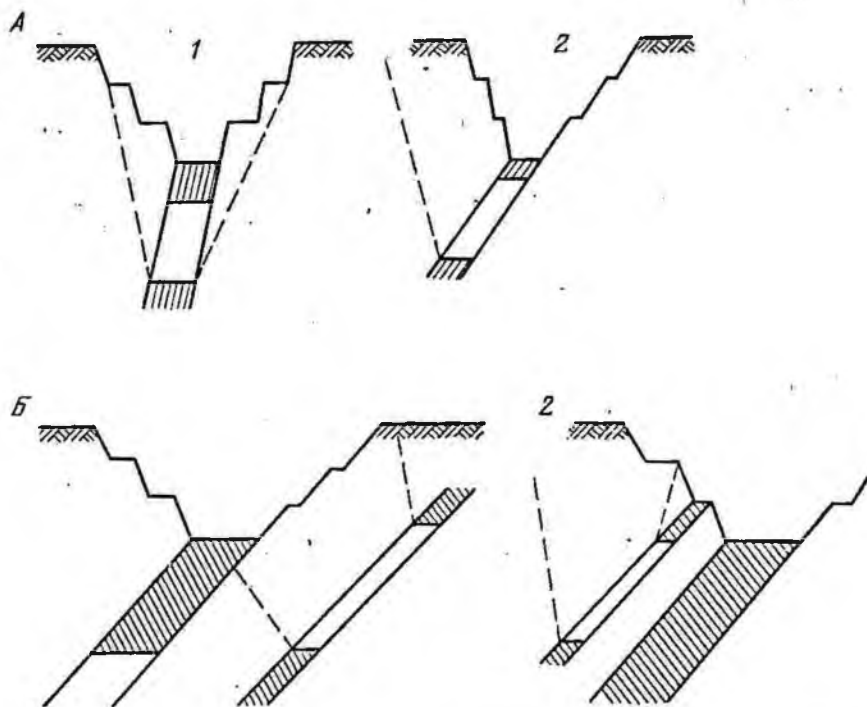


Рис. 2. Схемы подработки бортов карьеров в скальных породах:
1 — (А-1, Б-1) — полная подработка; 2 — неполная подработка

§ 2. Открытые горные выработки как объекты подработки подземными работами

При комбинированных способах разработки во многих случаях действующие карьеры и отдельные их участки являются объектами подработки подземными горными работами. Следу-

ет отметить, что в общем случае успешность подработки подземными выработками каких-либо объектов на поверхности определяется, с одной стороны, особенностями развития процесса деформирования породного массива (сдвижение пород) в данных условиях, с другой — особенностями подрабатываемых объектов. Для искусственных сооружений возможность нормальной эксплуатации при деформировании породного массива и земной поверхности зависит главным образом от величины, характера и интенсивности деформации, а также от особенностей конструкции и технологических условий эксплуатации.

При ведении открытых работ в зоне влияния действующих подземных разработок (а также старых разработок, если можно ожидать возобновления деформаций) объектами подработки, подлежащими защите, являются борты карьеров, действующие забои и рабочие горизонты с работающими экскаваторами и другим оборудованием, наконец, карьерные подъездные пути и коммуникации. Кроме этого к числу подрабатываемых объектов могут относиться также различные сооружения, размещенные в карьере: перегрузочные станции, дробилки и т. п.

Ведение открытых разработок в зоне влияния подземных горных работ возможно, как правило, лишь в том случае, если методом рационального ведения подземных работ удастся таким образом направить развитие процесса сдвижения, что он лишь в минимальной степени осложняет работы в карьере. Иными словами, непременным условием совместного ведения открытых и подземных горных работ является управление процессом сдвижения.

При разработке открытым способом месторождений, залегающих в мягких и полускальных вмещающих породах, обеспечение устойчивости бортов карьеров является обычно сложной, трудно решаемой и при отсутствии подземных разработок задачей. Подработка такого карьера подземными горными работами и являющееся следствием этой подработки деформирование породного массива еще более ухудшают условия устойчивости бортов. Наряду с деформацией пород проникновение атмосферных вод через возникающие при этом трещины облегчают развитие оползней. Вследствие этого неправильно осуществленная подработка может привести к тяжелым последствиям и на длительный срок вывести карьер или участок карьера из строя.

Предотвращение развития процесса сдвижения в мягких породах при ведении подземных очистных работ практически не осуществимо. Однако при правильном ведении подземных работ сдвижение пород в массиве, слагающем борт карьера, протекает в форме плавного прогиба без образования трещин и воронок на поверхности откоса. Кроме этого, в результате сдвижения при правильном ведении очистных подземных горных работ происходит некоторое выполаживание откоса и дренаж породного массива, частично или полностью компенсирую-

щие ухудшение условий устойчивости. Поэтому сохранение условий устойчивости подрабатываемых бортов не является неразрешимой задачей.

При подработке карьеров, разрабатывающих скальные породы, борты сохраняют устойчивость при значительных углах наклона и, как показывает опыт подработки, при нарушении сплошности и деформации пород на отдельных ограниченных участках. Однако местные нарушения при крутых углах откосов опасны, так как отклонившиеся породные глыбы, скатываясь с откосов, служат причиной аварий и несчастных случаев. В связи с этим в скальных породах подработка бортов, вблизи которых в карьере ведутся работы, допустима, как правило, в тех случаях, когда она не обуславливает разрушений породного массива. В отличие от мягких, прочные скальные породы допускают при ограниченных размерах выработанного пространства подземную разработку, не сопровождающуюся разрушением породного массива и образованием на поверхности воронок или провалов.

Таким же образом решаются вопросы обеспечения безопасности работы людей и машин на карьерах. Медленные плавные сдвигения не являются препятствием эффективной эксплуатации экскаваторов, автомашин и другого оборудования. Исключение (в отдельных случаях) может составить лишь рельсовый транспорт. Таким образом, горнотехнические мероприятия по управлению процессом сдвигения, в частности применение рациональной системы разработки и порядка разработки выемочных полей, участков и слоев, являются основными защитными мерами при разработке карьеров. Наряду с ними могут осуществляться другие защитные горнотехнические и организационные мероприятия, применяемые на подземных работах и в карьерах: полная закладка выработанного пространства, искусственная посадка потолочин, прекращение ведения работ в карьере перед обрушением пород, момент которого определяется путем наблюдений за состоянием породного массива, и т. д.

При ведении открытых работ в зонах влияния старых подземных разработок защитные мероприятия могут быть осуществлены лишь в карьере, за исключением тех редко встречающихся случаев, когда в старые подземные выработки имеется доступ и существует возможность вести в них какие-либо работы.

Основными вопросами, от решения которых главным образом зависят безопасность и эффективность разработки месторождений комбинированными способами, являются: а) определение условий устойчивости подрабатываемых бортов карьеров, разрабатываемых месторождения с мягкими вмещающими породами; б) определение степени опасности внезапных обрушений в условиях рудных месторождений со скальными и полускальными вмещающими породами.

ГЛАВА II

**ДЕФОРМИРОВАНИЕ И УСТОЙЧИВОСТЬ
ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ,
СЛОЖЕННЫХ МЯГКИМИ ГОРНЫМИ ПОРОДАМИ**

**§ 1. Напряженное состояние пород
и изменение углов откосов бортов карьера
при подработке их подземными работами**

В мягких породах залегают преимущественно пластовые или пластообразные горизонтальные или пологопадающие месторождения. На рис. 1 приведены схемы подработки бортов карьера в условиях таких месторождений. Как видно из этих схем, деформирование подрабатываемых откосов происходит:

а) в форме оседания и перемещения пород, обусловленных непосредственно подземными выработками;

б) в форме оползания в карьер в результате нарушения условий устойчивости откосов при их подработке.

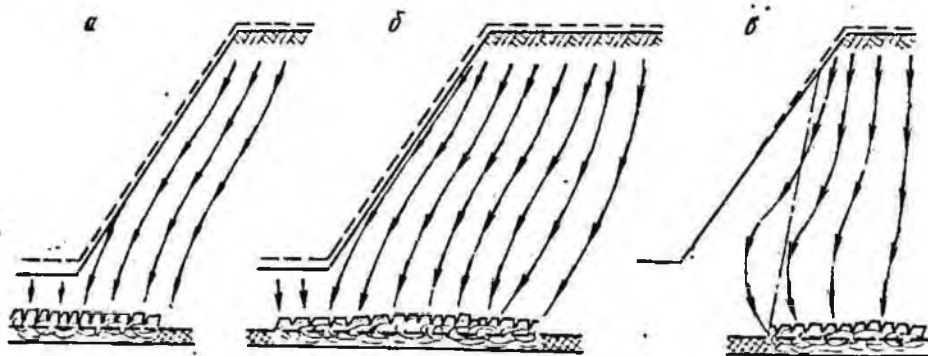


Рис. 3. Изолинии перемещений точек породного массива при подработке откосов (оползневые явления отсутствуют):

а — при подработке нижней части откоса; б — при подработке откоса полностью; в — при подработке верхней его части

В первом случае деформирование пород является неизбежным, но оно не всегда приводит к существенным технологическим осложнениям. Величина оседания пород иногда бывает невелика, она не превышает мощности вынимаемого пласта. На рис. 3 приведены схемы изолиний перемещений точек в породном массиве при подработке откосов. Как видно из этих схем, перемещение точек в массиве происходит либо параллельно откосу, либо под более крутыми углами. Деформирование

борта в форме оползания в карьер при подработке не является неизбежным. При правильно осуществленной подработке деформирование массива пород приводит к выполаживанию углов заоткоски борта карьера.

При рассмотрении напряженно-деформированного состояния массива пород в случае совместного действия открытых и подземных горных работ следует учитывать следующие принципиальные особенности процесса деформирования пород при подземной разработке маломощных пластов или пластообразных залежей в мягких горных породах:

1. Деформирование происходит медленно и плавно.
2. На достаточном удалении от подземных работ деформирование пород осуществляется в форме пластичного течения и прогиба без существенного нарушения сплошности породного массива.

Эти особенности позволяют при рассмотрении напряженно-деформированного состояния пород в подрабатываемых бортах карьеров не учитывать динамические факторы, а рассматривать лишь статические задачи.

В дальнейшем мы будем рассматривать в основном плоские задачи, считая длину подрабатываемого борта достаточно большой. Рассмотрим мгновенную картину распределения напряжений в момент, предшествующий началу деформирования борта от подземных работ. Она сводится к нахождению поля напряжений массива, примыкающего к борту карьера, с учетом искажающего действия подземной пустоты.

На рис. 4, а, в приведены изолинии большего главного вектора напряжений в массиве пород, примыкающем к борту карьера, 4, б, д — в массиве над горными выработками камерного типа и над очистным забоем, а на рис. 4, в, г, е — вблизи борта при одновременном влиянии подземной выработки.

В этих случаях наличие выработки вблизи борта карьера значительно ухудшает условия устойчивости. В первом приближении искривление изолиний вектора главного напряжения вдали от откоса происходит по высоте в интервале $\Sigma h_{\text{ср}}$, несколько превышающем величину Σh (рис. 5, а, б):

$$\Sigma h = h_{\text{в}} + h_{\text{с.в}} + h_{\text{с.н}}, \quad (1)$$

где $h_{\text{в}}$ — высота выработки; $h_{\text{с.в}}$ — высота свода естественного обрушения над выработкой; $h_{\text{с.н}}$ — высота свода разгрузки под выработкой.

Горизонтальная величина искривления

$$\Sigma l = \frac{l}{2} + \Delta l_{\text{р}}, \quad (2)$$

где l — пролет выработки; $\Delta l_{\text{р}}$ — зона разгрузки у горизонтальной стенки выработки.

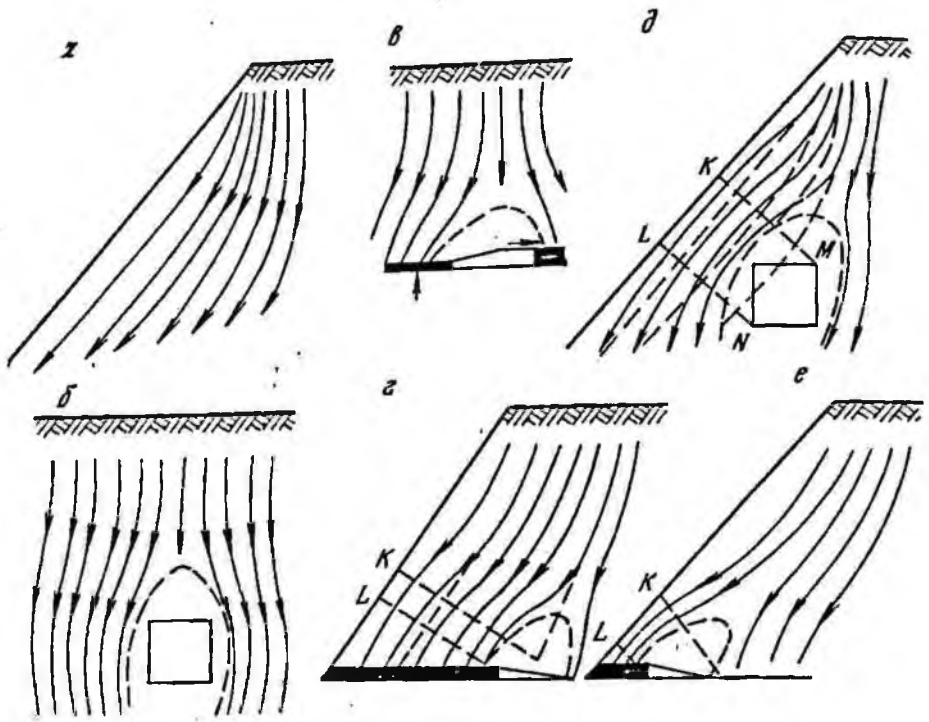


Рис. 4. Изолинии большего главного вектора напряжения в породном массиве

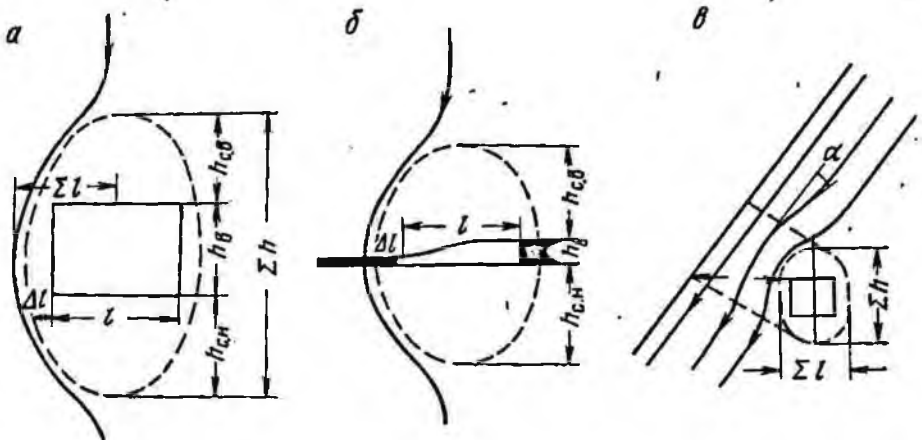


Рис. 5. Схемы искривления изолиний большего главного вектора напряжений в зоне предельного напряженного состояния пород:
 а — вокруг подземной камеры; б — вокруг лавы; в — в борту карьера при наличии подземной камерной выработки

Искривление изолиний большего главного вектора напряжения σ_1 приводит к увеличению горизонтальных сдвигающих сил. Горизонтальная компонента напряжений $\sigma_{гор}$ в обычном случае равна короткой главной оси эллипса напряжений σ_2 , т. е. вектору меньшего главного напряжения ($\sigma_{гор} = \sigma_2$). При отклонении изолиний большего главного вектора от вертикали она превышает эту величину ($\sigma_2 < \sigma_{гор} < \sigma_1$).

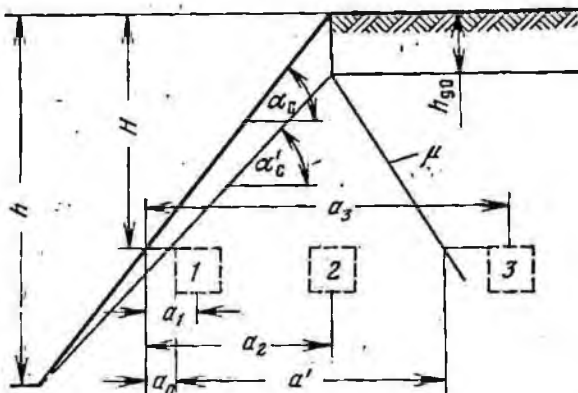


Рис. 6. Схема к определению границ зоны искривления большего главного вектора напряжений и границ зоны предельного состояния в борту карьера

При нахождении подземной выработки вблизи откоса борта карьера (рис. 5, в) величина и форма зоны искривлений изолиний главного вектора напряжений зависит от первоначального угла наклона этих изолиний. Непосредственно у откоса этот угол совпадает с углом откоса борта карьера α_c , и проекция зоны искривления на поверхность откоса $\Sigma h_n'$ (рис. 6) при небольшом горизонтальном расстоянии от центра выработки до откоса $a = a_0$

$$\Sigma h_n' = \cos \alpha_c \Sigma h, \quad (3)$$

а величина искривления в плоскости, нормальной к откосу $\Sigma l_n'$,

$$\Sigma l_n' = \cos \alpha_c \Sigma l. \quad (4)$$

При нахождении подземной выработки на достаточно большом удалении от откоса $a = a'$ влиянием искривления изолиний главного вектора напряжения на устойчивость откоса можно пренебречь. Таким образом, вблизи откоса:

$$\Sigma h_n = \begin{cases} \Sigma h_n' & \text{при } a = a_0; \\ 0 & \text{при } a = a'; \end{cases} \quad (5)$$

$$\Sigma l_n = \begin{cases} \Sigma l_n' & \text{при } a = a_0; \\ 0 & \text{при } a = a'. \end{cases}$$

При $a_0 \leq a \leq a'$

$$\Sigma h_n = f(a) \Sigma h_n' = f(a) \Sigma l_n'. \quad (6)$$

При обработке определенного числа данных была выведена эмпирическая формула, характеризующая изменение функции $h(a)$ на указанном интервале от a_0 до a' и в его ближайших окрестностях:

$$f(a) = 1 - \operatorname{th} \left(3 \frac{a - a_0}{a' - a_0} \right). \quad (7)$$

Для определения величины a_0 рассмотрим напряженное состояние пород у борта:

$$a_0 = L_{\text{н}} + h_{90} \operatorname{ctg} \alpha_c \left(\frac{h - H}{h - h_{90}} \right), \quad (8)$$

где h — глубина карьера; H — глубина подземной выработки; h_{90} — высота зоны упругого состояния пород,

$$h_{90} = \frac{2C}{\gamma} \frac{\cos \varphi}{1 - \sin \varphi}, \quad (9)$$

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

Величину a' определим по схеме рис. 6

$$a' = H \operatorname{ctg} \alpha_c + (H - h_{90}) \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (10)$$

По мере развития сдвижения пород напряженное состояние массива, слагающего борт карьера, изменяется. После полного завершения процесса и релаксации напряжений (на что в мягких породах требуется от 0,5 до 1,5 года) устойчивость подработанного борта определяется измененной в результате подработки конфигурацией уступа и измененными свойствами породного массива.

При расчете устойчивости после завершения сдвижения необходимо учитывать факторы, измененные при подработке. Разработанные различными авторами методы расчета и полученные оценки устойчивости неподрабатываемых бортов позволяют учесть влияние большей части этих факторов.

При подработке откоса борта карьера или естественного крутого склона существенно изменяются при деформировании и сдвижении горных пород:

а) геометрическая конфигурация откоса, уклон и высота его в целом и на отдельных участках;

б) прочностные характеристики пород, подвергающихся деформированию и частичному разрушению.

После подработки прочностные показатели пород, слагающих откос, подвергаются вторичным изменениям вследствие дренирования массива или, наоборот, обводнения его за счет проникновения поверхностных атмосферных вод в трещины и воронки обрушения.

Изменения условий устойчивости откоса чаще всего обусловлены тремя указанными причинами, причем вторая приводит только к снижению устойчивости откоса, в то время как две остальные могут привести как к снижению, так и к увеличению устойчивости.

По характеру деформаций пород, слагающих подрабатываемый откос, благоприятным для его устойчивости является сдвигание пород в форме плавного прогиба. Неблагоприятным является сдвигание, происходящее в форме обрушения с образованием провалов и воронок.

Рассмотрим изменения условий устойчивости откосов, обусловленные изменением геометрических элементов, характеризующих его залегание. Сдвигание пород протекает в форме плавного прогиба (без обрушения). При горизонтальном или пологом падении пласта или пластообразной залежи, разрабатываемой подземным способом, полная подработка откоса приводит к конечному изменению его уклона на величину

$$\Delta\alpha = \alpha_k - \alpha_n \quad (11)$$

где α_n — угол наклона откоса до подработки; α_k — угол наклона откоса после подработки.

Из геометрической схемы оседания крайних (верхней и нижней) точек откоса (рис. 7, а) следует, что величина $\Delta\alpha$ равна

$$\Delta\alpha = \arcsin \frac{u_n - u_b}{h_{\text{накл}}}$$

где u_n , u_b — перемещение по нормали к откосу соответственно нижней и верхней его точек; $h_{\text{накл}}$ — длина откоса.

Заменяя нормальные перемещения вертикальными

$$u_{n,b} = u_{n,b} \cos \alpha_c$$

и длину откоса вертикальной высотой

$$h_{\text{накл}} = \frac{h}{\sin \alpha_c}$$

считая вследствие малости угол $\Delta\alpha$ равным его синусу, получим после подстановки этих значений в приведенную ранее формулу, некоторых упрощений и перехода от радиального к градусному измерению формулу для определения $\Delta\alpha$ (в градусах):

$$\Delta\alpha = 29,65 \frac{u_n - u_b}{h} \sin 2\alpha_n \quad (12)$$

Аналогичный вид имеет формула, когда подрабатывается не весь откос, а часть его (рис. 7, б). В этом случае u_n и u_b представляют собой крайние точки; h — высота подрабатываемой части откоса. Угол $\Delta\alpha$ характеризует также изменение уклона подрабатываемой части откоса. Полная подработка откоса

мягких пород при мощности пласта до 2—3 м на глубине (под нижней подрабатываемой точкой) не менее 20—25 м приводит к небольшому конечному увеличению общего уклона. В предельных случаях оно составляет $0^{\circ}15'—0^{\circ}20'$ и, таким образом, не имеет существенного практического значения.

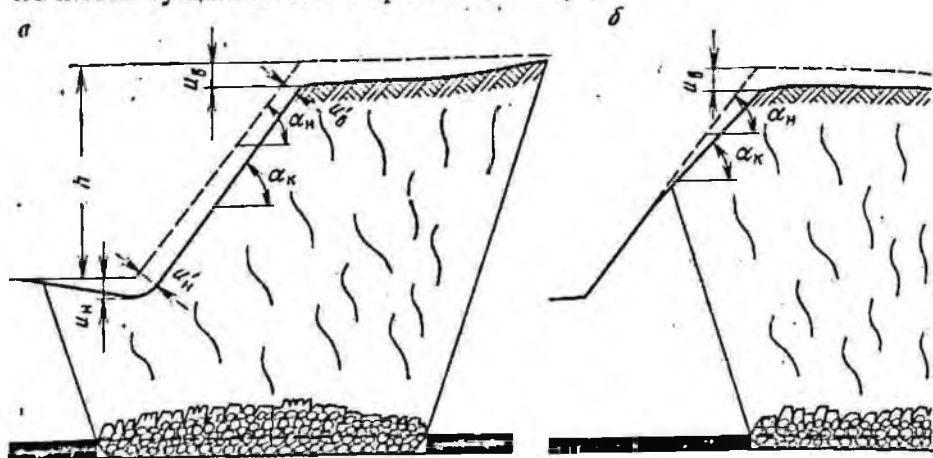


Рис. 7. Схема к определению изменений угла наклона борта карьера

Промежуточные значения величины $\Delta\alpha$ при незавершившемся процессе сдвижения или конечные изменения уклона при неполной подработке откоса могут быть более значительными. Изменение крутизны откоса при неполной его подработке зависит от того, какая часть откоса была подработана в первую очередь, т. е. от направления ведения очистных горных работ.

Наиболее неблагоприятным является случай, когда фронт очистных работ параллелен откосу и первоначально подрабатывается его нижняя часть. В этом случае $u_{в}=0$, а максимальное изменение крутизны откоса

$$\Delta\alpha \approx 29,65 \frac{u_{н}}{h} \sin 2\alpha_{н}. \quad (13)$$

В предельных случаях при высоте откоса 30—40 м и упомянутых выше значениях мощности пласта и глубины разработки величина $\Delta\alpha$ достигает $1^{\circ}30'—2^{\circ}30'$. На отдельных участках крутизна откоса, изменяющаяся подработкой подземными горными работами, может достигнуть еще больших величин — до $4—5^{\circ}$.

Как при полной, так и при частичной подработке нижней части откоса величина $\Delta\alpha$ является положительной, т. е. подработка приводит к увеличению его крутизны. Но если первоначально подрабатывается верхняя часть откоса, то величина $\Delta\alpha$ отрицательна; $u_{н}=0$. При этом

$$\Delta\alpha = -29,65 \frac{u_{в}}{h} \sin 2\alpha_{н}. \quad (14)$$

В предельных случаях $\Delta\alpha$ достигает $1^{\circ}20' - 2^{\circ}15'$. Существенное значение имеет то, что при неполной подработке откоса (с оставлением целиков у его подошвы) величина $\Delta\alpha$ сохраняется и после прекращения горных работ.

В промежутке между двумя рассмотренными предельными случаями находятся все встречающиеся на практике случаи подработок бортов карьеров при горизонтальном и наклонном залегании пластов или пластообразных залежей.

Подработка бортов в мягких породах при крутом падении пластов (залежей) на практике пока не встречалась. Приведенные выше формулы (11)—(14) позволяют весьма приближенно оценить изменение угла наклона подрабатываемого борта в целом и на отдельных участках.

Однако, аналогично тому, как это имеет место при подработке горизонтальных участков земной поверхности, на подрабатываемом откосе возникают области существенного локального изменения наклонов, области максимума кривизны и горизонтальных деформаций (сжатий и растяжений). Для количественного определения этих величин разработан метод расчета, основанный на использовании теоретического решения задачи о движении вязко-пластической среды в тяжелой полуплоскости, связанном с образованием тонкой горизонтальной или наклонной щели (выработки). Задача решена первоначально для случая горизонтальной верхней границы полуплоскости, т. е. для случая ведения подземных работ в обычных условиях при отсутствии карьера. Ее результаты экспериментально проверены во Львовско-Волынском бассейне. Затем аналогичное решение выполнено для наклонной верхней границы (борта карьера). Отметим, что использование обычно применяемых методов расчетов элементов мульды сдвижения, базирующихся на эмпирической основе, для подрабатываемого борта карьера мало пригодно по следующим двум причинам:

а) в связи с небольшим числом подрабатываемых бортов и различием горно-геологических условий трудно достичь нужной повторяемости наблюдений;

б) маркшейдерские наблюдения непосредственно на бортах карьеров трудно осуществимы и методика этих наблюдений разработана недостаточно.

В то же время хорошее совпадение теоретических данных с данными отдельных наблюдений позволяет использовать теоретическое решение для получения инженерных расчетных формул. Изменения горно-геологических условий учитываются при этом изменением начальных и граничных условий. Ниже приведены основные этапы поставленной задачи в том порядке, в каком было выполнено решение. Вначале приведено решение для подрабатываемого участка земной поверхности (при отсутствии карьера), получены из этого решения инженерные расчетные формулы и результаты их экспериментальной проверки,

Затем даны решение для борта карьера (с использованием основных положений первого решения) и расчетные формулы для определения изменений углов наклонов и горизонтальных деформаций (растяжений и сжатий) подрабатываемого борта карьера.

Рассматриваемая задача является статически неопределимой, и для ее решения непригодны модели жестко-пластического тела (сыпучей среды); поэтому нами использована модель вязко-пластического тела. Лабораторные прочностные испытания показывают, что большая часть осадочных пород угольных месторождений (различные сланцы, алевролиты, мергели, мел и т. д.) при одноосном сжатии образцов с относительно быстрым нагружением деформируется почти пропорционально прикладываемым нагрузкам и разрушается в хрупкой форме. При очень медленном нагружении образцы этих пород начинают течь при напряжениях σ_{∞} , составляющих 0,7—0,8 величин разрушающих напряжений при обычных (быстрых) нагружениях σ_0 . Способность пород течь возрастает при всестороннем сжатии образца, и тенденция к ее появлению имеется при значительном сжатии и у более прочных пород.

У слабых мергелей и мела вязко-пластические свойства проявляются даже при менее значительных напряжениях. По данным Б. Е. Матвеева, коэффициент бокового распора этих пород при небольшом, но длительном нагружении составляет 0,9—0,98, т. е. породы при нагружении ведут себя как вязкие жидкости, передавая нагрузку по гидростатическому закону.

Реологическое уравнение состояния таких пород, связывающее тензоры напряжений и деформаций, имеют вид

$$\tau - \tau_{\infty} - \nu_B \frac{dv_x}{dy} = 0, \quad (15)$$

где τ — фактические касательные напряжения в массиве; τ_{∞} — предельное касательное напряжение после преодоления сил упругости и пластичности при медленном возрастании напряжений; ν_B — коэффициент кинематической вязкости пород; $\frac{dv_x}{dy}$ — градиент скорости течения, характеризующий его изменение по нормали к напряжению;

$$\tau_{\infty} = C + \text{tg} \varphi \sigma_n, \quad (16)$$

где C и φ — соответственно сцепление и угол внутреннего трения пород.

Учитывая результаты экспериментальных исследований горных пород, дополнительное условие их течения имеет вид

$$\left(\sigma_n + \frac{d\sigma_n}{dt} \right) \geq \sigma_0, \quad (17)$$

где $\frac{d\sigma_n}{dt}$ — скорость возрастания напряжений; σ_0 — минималь-

ные нормальные напряжения, при которых происходит течение пород.

При нестационарных процессах выполняется условие

$$\tau > \tau_{\infty}. \quad (18)$$

При этом условии возникают избыточные касательные напряжения

$$\tau' = \tau - \tau_{\infty}. \quad (19)$$

Эти напряжения определяют скорость течения пород, поскольку с учетом уравнения (19) уравнение (15) примет следующий вид:

$$\tau' = \nu_{\text{в}} \frac{dv_x}{dy}. \quad (20)$$

При проведении в породном массиве горной выработки напряжения в ее контуре снимаются, а за пределами контура они перераспределяются и концентрируются.

Вблизи выработки происходят деформация и разгрузка напряжений, особенно интенсивно при превышении определенных ее размеров. Минимальный размер (высота или ширина выработки), над которой происходит разгрузка напряжений, ориентировочно равен

$$l = \frac{1000}{Hf - Q}, \quad (21)$$

где f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; Q — несущая способность крепи.

Ширина очистных выработок во много раз больше указанной, но высота обычно невелика. Над такой выработкой быстро образуется зона пониженных и даже растягивающих напряжений. Разрушение массива происходит в этой зоне в форме хрупкого отрыва, объем пород увеличивается, и постепенно выработка заполняется обрушенными породами, создающими подпор вышележащим слоям. Их деформирование происходит за счет сжатия обрушенных пород при значительных сжимающих напряжениях; приближающихся по величине к напряжениям в ненарушенном массиве. Условия деформирования всех пород, за исключением крепких кристаллических, полностью отвечают условиям области течения.

Для рассматриваемой области вязко-пластического течения пород функция текучести F отлична от нуля:

$$F \equiv 1 - \frac{\tau'}{\sqrt{\sigma'_{(2)}}} \geq 0, \quad (22)$$

где $\sigma'_{(2)}$ — второй инвариант девиатора тензора напряжений σ'_{ij} :

$$\sigma'_{ij} = \sigma_{ij} - p; \quad p = \frac{\sigma_{ij}}{3},$$

где p — гидростатическое давление;

$$\sigma_{ij} = \left(2\nu_v + \frac{\tau'}{\nu_{(2)}^{1/2}} \right) v_{ij}, \quad (23)$$

где v_{ij} — тензор скоростей деформации, а ν_2 — его второй инвариант.

Вязко-пластическое течение среды описывается уравнениями:

$$\partial_0 v_i + v_i \partial_j v_i = X_i - \frac{1}{\gamma} \partial_i p + \frac{\nu_v}{\gamma} \partial_{ij} v_i + \frac{\tau'}{\gamma} \partial_i \left(\frac{v_{ij}}{\nu_{(2)}^{1/2}} \right), \quad (24)$$

$$\partial_i v_i = 0; \quad i, j = x, y.$$

Здесь ∂_i, ∂_0 — дифференциальные операторы тензорного поля; γ — плотность; X_i ($i=1, 2$) — проекции массовых сил на оси координат.

Первое уравнение (24) отличается от уравнения движения вязкой жидкости наличием последнего нелинейного члена в правой части, который обращается в нуль при условии

$$v_{ij}(x, t) = f(x, t) \Omega(t), \quad (25)$$

где $\Omega(t)$ — симметричный девиатор; $f(x, t)$ — положительная скалярная функция.

Дальнейшие решения производим с учетом равенства (25). Поставленную задачу разделим на две части. Первоначально решим ее при горизонтальном положении щели, пласта или залежи, затем в общем виде — при наклонном положении щели. Рассматриваемая задача сводится к определению перемещений точек ограниченной сверху горизонтальной прямой тяжелой полуплоскости, происходящих после образования в последней на глубине H горизонтальной или наклонной щели высотой m_0 , длиной L (причем $H \geq L$). Очистная выработка ab (рис. 8) изменяет напряженное состояние породного массива, вызывая деформацию с перемещением в сторону свободного пространства в области AOB , окружающей выработку. При достаточных размерах выработки, что, как правило, бывает при разработке пластообразных и пластовых месторождений обычным способом, процесс заканчивается оседанием верхней границы земной поверхности на участке AB .

В центральной части массива непосредственно над очистной выработкой образуется зона, где в результате быстрой односторонней разгрузки (при выемке угля) происходит разрушение массива в хрупкой форме при значительных касательных напряжениях и незначительных сжимающих напряжениях (вблизи пласта даже при растягивающих нормальных напряже-

ниях). При обрушении породы увеличиваются в объеме и создают подпор вышележащей толще, деформирование которой происходит при значительных нормальных напряжениях.

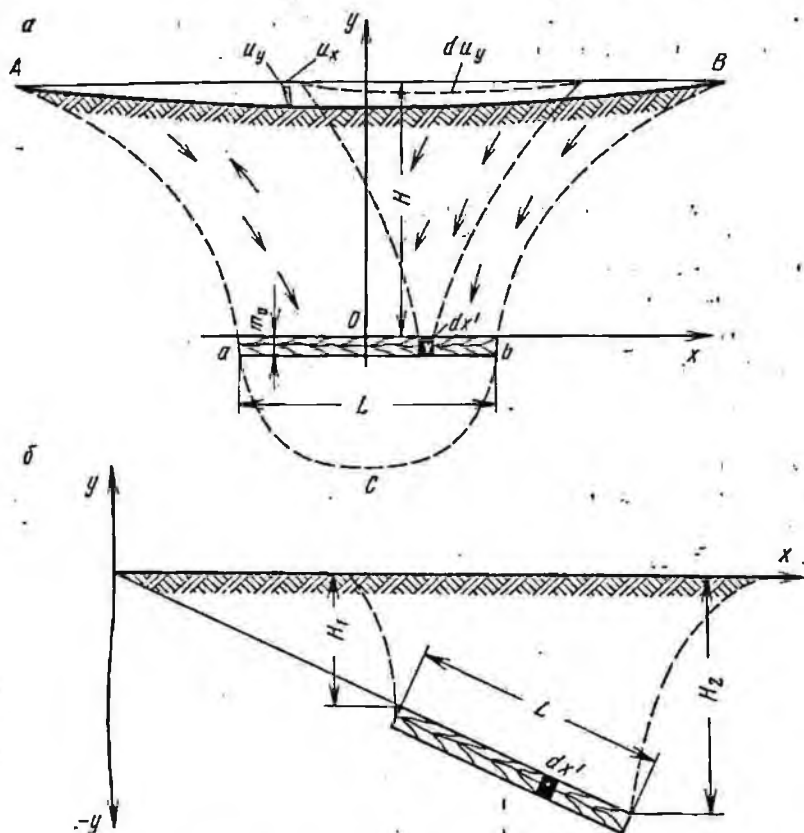


Рис. 8. Схемы подработки земной поверхности горизонтальной *a* и наклонной *b* горной выработкой:

H_1 и H_2 —соответственно глубина верхней и нижней границы выработавного пространства

За пределами зоны обрушения возникают зоны повышенных и зоны пониженных напряжений. Однако и в последнем случае полной разгрузки естественных (существовавших до проведения выработки) сжимающих напряжений не происходит.

Начиная с глубины 40—60 м нормальные сжимающие напряжения достигают уровня, при котором появляется вязкопластическое течение. Возникающие при очистной выемке касательные напряжения превышают нижний предел текучести τ_{∞} , после достижения которого происходит неупругое деформирование, что нетрудно определить расчетным путем. Но еще более веским доказательством превышения предела текучести является то, что деформации сдвигающегося над очистными вы-

работками массива во много раз превышают предельные упругие деформации ползучести (затухающего течения) слагающих массив пород.

В сдвигающейся толще, за исключением верхнего участка, примыкающего к поверхности, и зоны беспорядочного обрушения, имеющей незначительную высоту, выполняется условие (18). Поскольку верхний упругий слой, в пределах которого это условие не выполняется, имеет очень небольшую мощность, то искажающим влиянием этого слоя пренебрегаем. Условие (18) также подтверждается данными С. Г. Авершина, который считает, что общий характер распределения деформаций в сдвигающемся массиве подходит к распределению деформаций в массе пластической среды, заполняющей сплошную тяжелую полуплоскость. В нашем случае это движущаяся вязко-пластическая среда, заполняющая горизонтальную щель (выработку). Высота щели m_0 намного меньше ее длины L :

$$m_0 \ll L.$$

В поставленной задаче определяем вертикальное и горизонтальное смещение (u_y, u_x) точек верхней прямолинейной границы полуплоскости. В полуплоскости на отрезке оси OX , расположенной ниже верхней границы на расстоянии H , имеется пустота в форме упомянутой горизонтальной щели объемом

$$S = m_0 L.$$

Соотношение деформаций на оси OX являются граничными условиями задачи:

$$\begin{aligned} -\frac{\partial u}{\partial x} \Big|_{y=0, |x| < \frac{L}{2}} &= m_0; \\ -\frac{\partial u}{\partial x} \Big|_{y=0, |x| > \frac{L}{2}} &= 0; \end{aligned} \quad (26)$$

Другие начальные и граничные условия:

1) на оси OY горизонтальные смещения отсутствуют (условие симметрии):

$$\frac{\partial u}{\partial y} \Big|_{x=0} = 0;$$

2) при возрастании расстояния от выработки оседания и горизонтальные перемещения затухают (условия на бесконечности):

$$\lim_{x \rightarrow \pm \infty} \frac{\partial u}{\partial x} = 0; \quad \lim_{x \rightarrow \pm \infty} \frac{\partial u}{\partial y} = 0;$$

3) над каждым элементом горизонтальной щели деформирование развивается независимо от соседнего и деформации

(вертикальные оседания и горизонтальные перемещения) складываются.

Сформулируем еще одно дополнительное условие.

При неразрывности и несжимаемости среды объем ее, пересекающий при движении любую горизонтальную прямую, является постоянным и равен S :

$$S = -2 \int_0^s u_y dx \quad (27)$$

Исходные уравнения (22) при других начальных и граничных условиях для решения различных задач механики горных пород использовались в работах [34, 74]. Наиболее близкая к решенной нами задаче рассматривалась в работе [30].

С учетом приведенных начальных и граничных условий поставленная задача решена в работах [73, 76] при решении использовано предположение о стационарности процесса деформирования. В результате получим выражение, характеризующее элементарную функцию сдвижения горных пород, аналогичную функции тока в гидромеханических задачах [29]:

$$d\bar{u} = -\frac{m_0}{2} \operatorname{th} \left(\omega' \frac{2x' - L}{2y'} \right) \quad (28)$$

где ω' — показатель реологических свойств пород, связанный с упомянутыми величинами v_v, γ и средними скоростями смещений точек; x', y' — координаты элементарного объема.

Интегрируя выражение (28) от $-L/2$ до $+L/2$, получаем интегральную функцию сдвижения в рассматриваемой точке \bar{U} , определяющую протекание процесса деформирования при образовании щели конечных размеров. Конечным результатом решения являются полученные аналитическим путем расчетные формулы для определения величины оседаний u_y , горизонтальных деформаций ϵ_r , наклонов i , деформаций кривизны, а также горизонтальных перемещений u_x , точек земной поверхности над выработкой большой длины. Величины оседаний получены непосредственно дифференцированием функции сдвижения по соответствующим параметрам:

$$u_y = -\frac{m_0}{2} \left[\operatorname{th} \left(\omega' \frac{x_1}{H} \right) - \operatorname{th} \left(\omega' \frac{x_2}{H} \right) \right], \quad (29)$$

где th — гиперболический тангенс; $x_1 = x - \frac{L}{2}$; $x_2 = x + \frac{L}{2}$ — ширина выработанного пространства; x — текущая координата точки земной поверхности.

Аналогичным образом получены также формулы для определения горизонтальных смещений точек. Дифференцируя величины вертикальных оседаний и горизонтальных сдвижений, получим расчетные формулы для определения наклонов i_x , кривизны K_x и горизонтальных деформаций ϵ_r в зоне сдвижения при горизонтальном залегании пласта:

$$\begin{aligned}
 i_x &\equiv \frac{du_y}{dx} = -\frac{m_0\omega'}{2H} \left[\frac{1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_1}{H}\right)} - \frac{1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_2}{H}\right)} \right]; \\
 K_x &\equiv \frac{d^2u_y}{dx^2} = \frac{m_0\omega'^2}{H^2} \left[\frac{\operatorname{th}\left(\omega' \frac{x_1}{H}\right)}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_1}{H}\right)} - \frac{\operatorname{th}\left(\omega' \frac{x_2}{H}\right)}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_2}{H}\right)} \right]; \\
 \varepsilon_r &\equiv \frac{du_x}{dx} = -\frac{m_0\omega'}{2H^2} \left[\frac{x_1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_1}{H}\right)} - \frac{x_2}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_2}{H}\right)} \right];
 \end{aligned} \quad (30)$$

Аналогичная задача решена для определения оседаний и деформаций земной поверхности при наклонном залегании пластообразной залежи или пласта небольшой мощности. Отличием этой задачи от рассмотренной выше является следующее изменение исходных условий: отрезок (щель) L со смещениями m_0' по оси OY размещается на наклонной прямой, описываемой уравнением $y = -x \operatorname{ctg} \alpha$. Верхняя граница, заполненная вязко-пластической средой полуплоскости, проходит по оси OX , начало координат расположено на пересечении верхней границы упомянутой прямой. Конечные формулы для определения кривых оседаний u_y , точек земной поверхности, а также наклонов i_x , деформаций кривизны K_x и горизонтальных деформаций земной поверхности в этих точках следующие:

$$\begin{aligned}
 u_y &= -\frac{m_0}{2} \left[\operatorname{th}\left(\omega' \frac{x_1}{H_1}\right) - \operatorname{th}\left(\omega' \frac{x_2}{H_2}\right) \right]; \\
 i_x &= -\frac{m_0\omega'}{2} \left[\frac{1}{H_1} \frac{1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_1}{H_1}\right)} - \frac{1}{H_2} \frac{1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_2}{H_2}\right)} \right]; \\
 K_x &= -m_0\omega'^2 \left[\frac{1}{H_1^2} \frac{\operatorname{th}\left(\omega' \frac{x_1}{H_1}\right)}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_1}{H_1}\right)} - \frac{1}{H_2^2} \frac{\operatorname{th}\left(\omega' \frac{x_2}{H_2}\right)}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_2}{H_2}\right)} \right]; \\
 \varepsilon_r &= \frac{m_0\omega'}{2} \left[\frac{x_1}{H_1^2} \frac{1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_1}{H_1}\right)} - \frac{x_2}{H_2^2} \frac{1}{\operatorname{ch}^2\left(\omega' \frac{x_2}{H_2}\right)} \right];
 \end{aligned} \quad (31)$$

где $x_1 = x - H_1 \operatorname{ctg} \alpha$; $x_2 = x - H_2 \operatorname{ctg} \alpha$.

Произведена экспериментальная проверка формул для определения оседаний и деформаций земной поверхности над очистными горными выработками.

Как указывалось выше, вязко-пластические свойства наибо-

лее присущи мягким и полускальным обводненным горным породам. Деформирование породного массива над очистными горными выработками в форме вязко-пластического течения развивается при небольшой мощности, горизонтальном или пологом залегании пластообразных залежей или пластов, значительной мощности и обводненности толщи покрывающих горных пород и при отсутствии в этой толще мощных слоев крепких песчаников или известняков.

Такие горно-геологические условия характерны для Львовского марганцевого бассейна, а также Львовско-Волинского и Подмосковского угольных бассейнов.

Угольные пласты Львовско-Волинского бассейна залегают почти горизонтально на глубинах 300—600 м. Вмещающими породами являются слабые, склонные к пластическому деформированию глинистые и песчано-глинистые сланцы угленосных отложений. Основную часть деформирующихся при очистной разработке толщ и пород (70—90% по мощности) составляют сильно обводненные мергельно-меловые отложения, являющиеся однородной и изотропной вязко-пластической массой.

В результате инструментальных наблюдений получены обширные экспериментальные данные об оседании и деформировании земной поверхности во Львовско-Волинском бассейне как при полном завершении процесса сдвижения, так и в промежуточных стадиях. Обобщение данных деформаций и их анализ показывают, несмотря на наличие неизбежного рассеяния конечных и промежуточных результатов, хорошую сходимость с данными теоретических расчетов.

Если рассматривать величины оседаний u_y в центральных участках мульды сдвижения, то расстояние (определенное по разностям величины u_y в симметричных точках мульды) характеризуется коэффициентом вариации, составляющим 0,15—0,2. Для периферийных участков с небольшими абсолютными величинами ($u_y < 50$ мм) оседаний, а также для горизонтальных смещений и деформаций коэффициент вариации выше 0,2—0,3 и в отдельных случаях достигает 0,35. Сравнение теоретических (расчетных) величин оседаний и деформаций с экспериментальными показывает, что они не выходят за пределы отклонений экспериментальных значений. Расчетные и экспериментальные данные для участка наблюдательной станции № 1 (шахта № 1 «Нововолинская») приведены в табл. 4.

Определенный по отклонениям от расчетных величин средних экспериментальных значений средний коэффициент вариации составляет 0,35, а для участка $u_y > 50$ мм — около 0,2. Аналогичные отклонения экспериментальных значений от теоретических отмечались и на других участках. Входящий в расчетные формулы обобщенный показатель реологических свойств толщи пород ω' для условий Львовско-Волинского бассейна принят постоянным, равным 2,8.

Через величину вертикального смещения (оседания) u_y' точки с известными координатами x_1, y_1 ω' определяются по следующей формуле:

$$\omega' = \frac{y_1}{x_1} \operatorname{ar th} \left(1 + \frac{2u_y'}{m_{\Pi}} \right), \quad (32)$$

где m_{Π} — оседание в точке с координатами $x=0, y=0$ при полной ее подработке (в условиях Львовско-Волынского бассейна m_{Π}' равно 0,7 мощности пласта).

Таблица 4

Координаты x, m	Расчетные оседания, мм	Данные наблюдений в натуре, мм			Отклонения расчетных величин от средних экспериментальных значений	
		оседания при $x > 0$	оседания при $x < 0$	среднее значение оседаний	абсолютные, мм	относительные
0	382	355	—	—	+27	0,07
± 24	375	352	354	353	+22	0,06
± 48	362	318	326	322	+40	0,11
± 71	322	296	293	294	+38	0,09
± 95	292	253	292	272	+20	0,07
± 119	242	198	—	198	+43	0,18
± 143	198	200	146	173	+15	0,08
± 167	139	154	99	126	+13	0,09
± 191	96	—	87	87	+9	0,09
± 215	64	98	42	70	-6	0,09
± 238	41	69	42	56	-15	0,36
± 263	26	39	37	38	-12	0,46
± 287	16	30	37	34	-16	1,0
± 311	9	12	9	10	-1	0,1

Производилась также проверка пригодности применения расчетных формул для других угольных бассейнов, полученных теоретическим путем, а также для пластообразных рудных месторождений, залегающих в мягких породах. Обычно для предварительных расчетов оседаний и деформирования земной поверхности в большинстве бассейнов используется предложенная С. Г. Авершинным в качестве уравнения оседания табулированная кривая Гаусса.

Сравнение кривых, построенных по таблицам табулированной кривой Гаусса, с соответствующими кривыми, построенными по формулам (29)—(31), показывает незначительные отклонения (не более 10—12%). Это подтверждает приемлемость модели и допустимость упрощающих предложений, принятых выше.

Такое близкое соответствие полученных значений отмечается при горизонтальном или достаточно пологом (до 5—6°) залегании пласта, а также при определении профилей по простиранию всех пластов. При наклонном залегании отмечается не-

которое смещение фактических кривых оседаний (определенных вкрест простирания) по сравнению с расчетными (в сторону падения пласта. Это вызвано прежде всего различием механических свойств пород по слоистости и по другим направлениям. Форма кривой при этом остается почти неизменной, и при соответствующем смещении точки расчетных и фактических кривых сливаются (в пределах точности наблюдений). Это позволяет ввести в уравнения (31) коэффициент $\text{tg } \delta_c$, учитывающий изменения свойств породного массива в направлении слоистости:

$$\Delta x_1 = H_1 \text{tg } \delta_c, \quad \Delta x_2 = H_2 \text{tg } \delta_c,$$

$$u_y = -\frac{m_0}{2} \left[\text{th} \left(\omega' \frac{x_1 - \Delta x_1}{H_1} \right) - \text{th} \left(\omega' \frac{x_2 - \Delta x_2}{2} \right) \right];$$

$$i_x = -\frac{m_0 \omega'}{2} \left[\frac{1}{H_1 \text{ch}^2 \left(\omega' \frac{x_1 - \Delta x_1}{H_1} \right)} - \frac{1}{H_2 \text{ch}^2 \left(\omega' \frac{x_2 - \Delta x_2}{H_2} \right)} \right]; \quad (33)$$

$$K_x = -m_0 \omega'^2 \left[\frac{\text{th} \left(\omega' \frac{x_1 - \Delta x_1}{H_1} \right)}{H_1^2 \text{ch}^2 \left(\omega' \frac{x_1 - \Delta x_1}{H_1} \right)} - \frac{\text{th} \left(\omega' \frac{x_2 - \Delta x_2}{H_2} \right)}{H_2^2 \text{ch}^2 \left(\omega' \frac{x_2 - \Delta x_2}{H_2} \right)} \right];$$

$$\epsilon_r = -\frac{m_0 \omega'}{2} \left[\frac{x_1 - \Delta x_1}{H_1^2 \text{ch}^2 \left(\omega' \frac{x_1 - \Delta x_1}{H_1} \right)} - \frac{x_2 - \Delta x_2}{H_2^2 \text{ch}^2 \left(\omega' \frac{x_2 - \Delta x_2}{H_2} \right)} \right]$$

Как показывают результаты наблюдений, приведенные формулы пригодны для расчета оседаний и деформаций поверхности при разработке пластов с углами падения до 40—45°. Величина δ_c при углах падения α до 20° равна $\frac{\alpha}{3} \div \frac{\alpha}{2}$, при больших углах падения — от 0,27 до 0,49 α . Углы отклонения векторов сдвижения в слоистых породах приведены в табл. 5.

Таблица 5

Породы	Величина δ_c при углах падения залежи и слоев пород α , градус				
	до 20	20—29	30—39	40—49	50 и больше
С ярко выраженной слоистостью (сланцы)	$\alpha/2$	$\alpha/3+3^\circ$	$\alpha/4+5^\circ$	$\alpha/5+7^\circ$	$\alpha/6+9^\circ$
С менее ярко выраженной слоистостью (переслаивание сланцев с породами массивной структуры)	$\alpha/3$	$\alpha/4+2^\circ$	$\alpha/5+4^\circ$	$\alpha/6+5,5^\circ$	$\alpha/8+7,5^\circ$

§ 2. Расчеты оседаний и деформаций подрабатываемого откоса

После проверки пригодности результатов теоретического решения, подтвердившей правомерность принятой модели, начальных и граничных условий, перейдем к задаче определения оседаний и деформаций подрабатываемого откоса борта карьера при горизонтальном и при наклонном залегании пласта или пластообразной залежи, по которой ведутся подземные горные работы.

Соответствующие теоретические задачи аналогичны двум предыдущим и сводятся к определению перемещений точек верхней наклонной средой после образования в последней горизонтальной (во второй задаче — наклонной) щели высотой m_0 и длиной L (рис. 9). Исходная система дифференциальных уравнений и промежуточные формулы вплоть до получения функции сдвижения \bar{U} аналогичны изложенным выше.

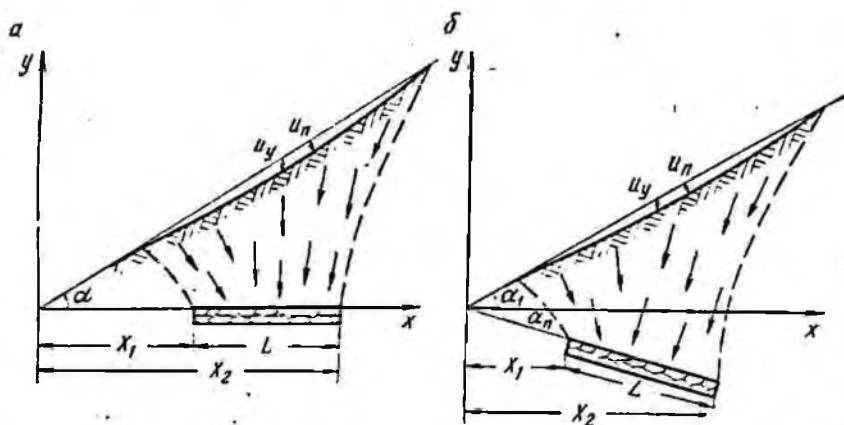


Рис. 9. Схема подработки откоса горной выработкой:
а — горизонтальной; б — наклонной

С учетом уравнения поверхности откоса

$$y = x \operatorname{tg} \alpha_0.$$

Формулы для определения u_y , u_x , i_x , ε_T и K_x приобретают следующий вид:

$$\begin{aligned} u_y &= -\frac{m_0}{2} (\operatorname{th} \omega_1 - \operatorname{th} \omega_2); \\ u_x &= -\frac{m_0}{2\omega'} (\omega_1 \operatorname{th} \omega_1 - \omega_2 \operatorname{th} \omega_2 - \ln \operatorname{ch} \omega_1 + \ln \omega_2); \\ i_x &= -\frac{m_0 \omega'}{2x} \operatorname{ctg} \alpha_0 \left(\frac{1}{\operatorname{ch}^2 \omega_1} - \frac{1}{\operatorname{ch}^2 \omega_2} \right); \end{aligned} \quad (34)$$

$$K_x = -\frac{m_0 \omega'^2}{x^2} \operatorname{ctg}^2 \alpha_0 \left(\frac{\operatorname{th} \omega_1}{\operatorname{ch}^2 \omega_1} - \frac{\operatorname{th} \omega_2}{\operatorname{ch}^2 \omega_2} \right);$$

$$\varepsilon_r = -\frac{m_0}{2x} \operatorname{ctg} \alpha_0 \left(\frac{\omega_1}{\operatorname{ch}^2 \omega_1} - \frac{\omega_2}{\operatorname{ch}^2 \omega_2} \right);$$

$$\omega_1 = \omega' \left(1 - \frac{X_1}{x} \right); \quad \omega_2 = \omega' \left(1 - \frac{X_2}{x} \right),$$

где α_0 — угол наклона подрабатываемого откоса; X_1, X_2 — расстояния от начала координат до ближней и дальней границ подземных очистных горных работ (см. рис. 9).

Полученные расчетные формулы пригодны для случая, когда пластообразная залежь залегает горизонтально. При наклонном залегании ее под углом α аналогичные формулы с учетом коэффициента $\operatorname{tg} \delta$, а также при соблюдении условия $X_1 \gg \gg X_1 - X_2$ приобретают следующий вид:

$$u_y = -\frac{m_0'}{2} (\operatorname{tg} \omega_1' - \operatorname{th} \omega_2');$$

$$u_x = -\frac{m_0'}{2\omega'} (\omega_1' \operatorname{th} \omega_1' - \omega_2' \operatorname{th} \omega_2' - \ln \operatorname{ch} \omega_1' + \ln \operatorname{ch} \omega_2');$$

$$i_x = -\frac{m_0' \omega'}{2} \operatorname{ctg} \alpha_0 \left(\frac{1}{X_1' \operatorname{ch}^2 \omega_1'} - \frac{1}{X_2' \operatorname{ch}^2 \omega_2'} \right);$$

$$K_x = -\frac{m_0' \omega'}{2} \operatorname{ctg}^2 \alpha_0 \left(\frac{\operatorname{th} \omega_1'}{X_1'^2 \operatorname{ch}^2 \omega_1'} - \frac{\operatorname{th} \omega_2'}{X_2'^2 \operatorname{ch}^2 \omega_2'} \right); \quad (35)$$

$$\varepsilon_r = -\frac{m_0'}{2} \operatorname{ctg} \alpha_0 \left(\frac{\omega_1'}{X_1' \operatorname{ch}^2 \omega_1'} - \frac{\omega_2'}{X_2' \operatorname{ch}^2 \omega_2'} \right);$$

где $\omega_{1,2} = \omega' \operatorname{ctg} \alpha_0 \left(1 - \frac{X_{1,2}}{x_{1,2}} \right)$; $X_{1,2} \equiv X_{1,2} \left(1 \mp \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \alpha_0} \right) - \Delta x_{1,2}$;

$$x_{1,2} \equiv x \pm X_{1,2} \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \alpha_0};$$

α — угол падения залежи (при согласном падении пласта и откоса в формуле принимается знак минус, при обратном — плюс).

Представляет практический интерес определение величин смещения u_n точек подрабатываемого откоса по нормали к его поверхности. Уравнение кривой этого смещения может быть также определено аналогичным образом. С функцией сдвигения \bar{U} величины смещения u_n связаны дифференциальным уравнением:

$$u_n = \frac{\partial \bar{U}}{\partial x} \cos \alpha_0 - \frac{\partial \bar{U}}{\partial y} \sin \alpha_0. \quad (36)$$

Решая уравнение (36) и подставляя в него соответствующие величины, значение u_n при горизонтальном залегании пластообразной залежи, получаем:

$$u_n = -m_0 \cos \alpha_0 \left[\left(1 - \frac{X_1}{2x}\right) \text{th } \omega_1 - \left(1 - \frac{X_2}{2x}\right) \text{th } \omega_2 - \frac{\text{tg } \alpha_n}{2\omega} (\ln \text{ch } \omega_1 - \ln \text{ch } \omega_2) \right]. \quad (37)$$

При наклонном залегании пластообразной залежи

$$u_n = -m_0' \cos \alpha_0 \left[\left(1 - \frac{X_1}{2x_1}\right) \text{th } \omega_1' - \left(1 - \frac{X_2'}{2x_2'}\right) \text{th } \omega_2' - \frac{\text{tg } \alpha_n}{2\omega} (\ln \text{ch } \omega_1' - \ln \text{ch } \omega_2') \right]; \quad (38)$$

значения $\omega_1, \omega_2, \omega_1', \omega_2', X_1', X_2', x_1', x_2'$ определены выше [см. формулы (34)—(35)].

Для определения изменений углов наклона подрабатываемых откосов на различных участках, а также для определения величин деформации и, таким образом, участков образования трещин разрыва приведенные формулы пригодны в тех случаях, когда более или менее существенного разрушения и разрыхления примыкающего к откосу слоя пород не происходит. Экспериментальная проверка по данным натуральных наблюдений моделирования для условий Никопольского марганцевого бассейна и редкометальных рудников подтвердило приемлемость формул (34)—(38) для этих условий.

Полученные выше решения задач о вязко-пластическом течении горных пород и выведенные на этой основе расчетные формулы для определения оседаний и деформаций бортов карьеров не предполагают и не учитывают влияния открытых работ на поле деформаций пород, возникающее при подземной разработке. В то же время это влияние существенно изменяет направление векторов напряжений и соответственно векторов деформаций.

Поскольку при вязко-пластическом течении пород направление линий сдвижения (линий тока) совпадает с направлением изолиний большого главного вектора напряжения, с учетом изложенных в предыдущем параграфе данных приведем метод расчета изменений расчетных оседаний и деформаций, определяемых влиянием открытых горных работ, а затем приведем пример расчета.

Задачу о влиянии карьера на процесс сдвижения рассмотрим в плоском виде.

Определяем глубину распространения зоны упругого состояния пород; на разрезах проводим границу, отделяющую эту зо-

ну от зоны вязко-пластического деформирования, находящуюся ниже.

Вблизи горизонтальной земной поверхности граница зоны упругого состояния пород горизонтальна. Ее глубина h_{90} определяется по формуле (9).

Упомянутая граница имеет угол наклона α' несколько больший, чем угол откоса борта карьера α .

Построение границы зона упругого состояния пород производится от точки O , расположенной под бровкой карьера на глубине h_{90} (рис. 10).

При расположении подземной выработки в контуре OBC (см. рис. 10), ограниченном сверху глубиной h_{90} , ось симметрии зоны деформирования пород распространяется вверх по направлению изолиний большего главного вектора напряжения σ_1 , схематически показанному на схеме пунктиром.

От породного массива контур OBC отделен плоскостями, расположенными под углом φ_1 к вертикальной плоскости:

$$\varphi_1 = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}.$$

От контура OBA , непосредственно примыкающего к откосу, OBC отделен плоскостью OB , угол падения которой отклоняется от вертикали на величину θ . Эта плоскость определяется графическим построением параллелограмма $AOCB$ с углами φ_1 и α' (см. рис. 10). Угол θ аналитически определяется по формуле

$$\theta = \arctg \left(\frac{\operatorname{ctg} \alpha' - \operatorname{tg} \varphi_1}{2} \right). \quad (39)$$

Ось симметрии массива, деформирующегося над горной выработкой, с учетом формулы (39) искривляется, проходя по кривой DD' (см. рис. 10). На поверхность она выходит на расстоянии x_B от бровки карьера.

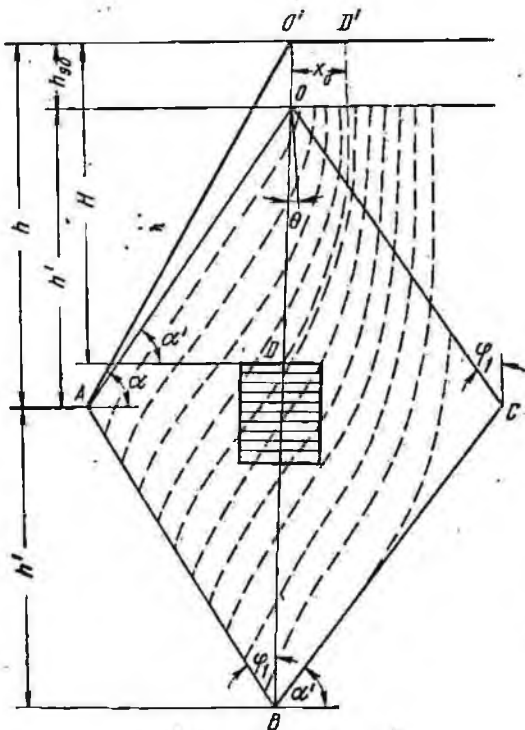


Рис. 10. Схема к расчету деформаций подрабатываемого борта карьера

При расположении точки D в контуре OBC

$$x_B = \sqrt{(H-h_0)^2 + l^2} \sin \varphi_1 \exp \left[-\operatorname{ctg} \varphi_1 \left(\varphi_1 + \operatorname{arctg} \frac{l}{H} \right) \right]. \quad (40)$$

При расположении точки D в контуре OAB

$$x_B = \sqrt{(H-h_0)^2 + l^2} \sin \left(\operatorname{arctg} \frac{l}{H} - \alpha' \right) \times \exp \left[-\operatorname{ctg} \varphi_1 \left(\frac{\pi}{2} - 2\varphi_1 - \alpha' \right) \right]. \quad (40')$$

где l — горизонтальное расстояние от проекции на поверхность центра подземной выработки (D') до бровки карьера (O) (положительное — при проектировании упомянутого центра в контур карьера, отрицательное — при проектировании за пределы контура).

При квазиизотропном строении породного массива угол, характеризующий отклоняющее действие выемки карьера,

$$\delta_K = \operatorname{arctg} \left(\frac{x_B + l}{H} \right). \quad (41)$$

При расположении подземной выработки ниже контуров OAB или OBC производится графическое построение оси симметрии деформирующегося массива до границ упомянутых контуров — линий AB или BC . Оси строятся вертикально в квазиизотропном массиве и с отклонением от вертикали в слоистом массиве.

Если карьер частично засыпан внутренними отвалами, определяется приведенная глубина карьера $h_{пр}$:

$$h_{пр} = h_0 + (h - h_0) \frac{\gamma_{п} - \gamma_{отв}}{\gamma}, \quad (42)$$

где h_0 — средняя высота неподсыпанной части откоса; h — общая высота откоса (глубина карьера); $\gamma_{п}$, $\gamma_{отв}$ — соответственно плотность пород в массиве и в отвале.

Далее расчет ведется по приведенным выше формулам с заменой глубины карьера h на величину $h_{пр}$.

Приведенный расчет пригоден лишь при достаточно крутых откосах, угол наклона которых не меньше 45° . При более пологих откосах на основе моделирования могут быть рекомендованы поправочные коэффициенты. После расчетов рекомендуется принимать величину отклонения в долях от расчетной величины:

Угол откоса, градус	45	40	35	30	25	20
Принимаемый коэффициент	1	0,95	0,85	0,7	0,6	0,4

При трансверсально-изотропном (слоистом) строении породного массива наблюдается дополнительное отклонение на угол

δ_c , который характеризует отклонение оси симметрии области движения от вертикального положения. При согласном падении борта и плоскостей изотропии это отклонение компенсирует отклонение, обусловленное выемкой карьера, и направлено по отношению к последнему в противоположную сторону.

Величина угла отклонения δ_c в пределах пологопадающих слоистых пород (сланцев) по наблюдениям на нескольких участках различных карьеров и на моделях слоистого породного массива при $\alpha \leq 20^\circ$ может быть принята равной 0,5 величины угла падения пород. В квазиизотропных породах и в породах со слабо выраженной слоистостью это влияние может не учитываться. Угол δ_c в зависимости от α принимается в соответствии с табл. 5 (см. выше). Далее определяется общий угол отклонения оси сдвижения δ . Положительное или отрицательное значение поправок, определяемых величиной угла δ , зависит от того, в какую сторону отклоняется от вертикали ось симметрии области деформирования (сдвижения) пород. Положительным это значение принимается при отклонении в сторону положительной полуоси OX (рис. 11).

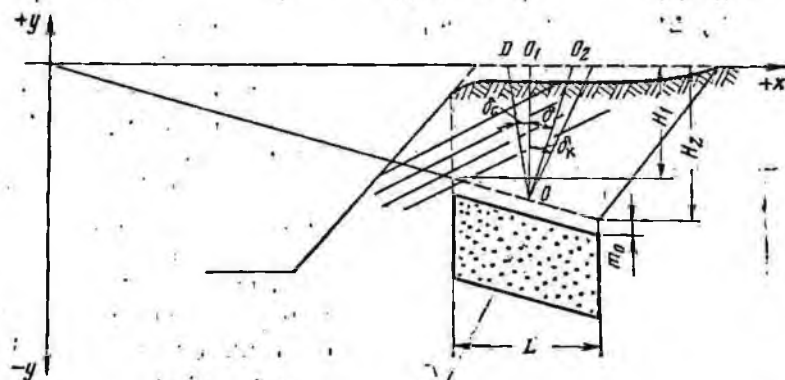


Рис. 11. Схема к определению деформаций над подземной выработкой с учетом отклоняющего влияния карьера и слоистости пород

Рассмотрим порядок расчетов оседаний и деформаций подрабатываемых бортов карьеров и прилегающих участков земной поверхности.

1. Определяются коэффициенты полноты подработки по двум взаимно перпендикулярным разрезам n_1 и n_2 . По простиранию залежи (при отсутствии отклоняющего влияния карьера в этом направлении)

$$n_1 = \operatorname{th} \left(\frac{\omega' L}{2H} \right), \quad (43)$$

где ω' — показатель реологических свойств пород, изменяющийся от 1,5 до 4,5 в зависимости от вязко-пластических свойств

1. Определяем h_{90} по формуле (9):

$$h_{90} = \frac{12}{2,8} \cdot \frac{0,891}{1 - 0,454} \approx 7 \text{ м.}$$

2. Угол наклона границы области предельного напряженно-го состояния массива борта, определенный построением, составляет

$$\alpha'_0 = 36,7^\circ.$$

3. Построением проверяем, попадает ли центр выработки в контур OBC (на чертеже точка B отсутствует).

4. По формуле (40) рассчитываем x_B :

$$x_B \approx 20 \text{ м.}$$

В соответствии с формулой (41) расчетная величина

$$\text{tg } \delta_R = 0,24.$$

Введя поправку для угла откоса, равного 40° , получаем

$$\text{tg } \delta_R = 0,215.$$

5. Угол δ_c по табл. 5 составит $1,8^\circ$, а

$$\Sigma \delta = 6,7^\circ; \text{ tg } \delta = 0,118.$$

6. По формулам (43) и (44) определяем коэффициенты полноты подработки поверхности, принимая $\omega' = 3,5$;

$$n_1 = 0,897; n_2 = 0,861.$$

7. Далее расчеты деформаций и оседаний точек разреза вкрест простирания ведем по формулам (33), а по простиранию — по формулам (31). Для учета неполноты подработки в первом случае в правую часть уравнений вводим дополнительно сомножитель n_2 , во втором — n_1 . Далее рассматриваем формулы (29), (30) и (33) как произведения двух величин, одна из которых не зависит от координаты x . Приведем для примера лишь формулу (29):

$$u_y = u_y^0 u(x); \quad u_y^0 = -\frac{m_0 n_2}{2};$$

$$u(x) = \left[\text{th} \left(\omega' \frac{x_1}{H} \right) - \text{th} \left(\omega' \frac{x_2}{H} \right) \right].$$

Первые сомножители (не зависящие от x) приведены в табл. 6.

Таблица 6

Показатели	Профили	
	по простиранию	вкрест простирания
Оседание, м	0,430	0,448
Наклоны, 10^{-3}	12,55	—
Кривизна, 1/км	0,367	—
Горизонтальные деформации, 10^{-3}	3,58	—

Таблица 7

Координата $x, м$	$x_1, м$	$x_2, м$	Расчетные данные									
			оседаний						наклонов			
			ω_1	ω_2	$th \omega_1$	$th \omega_2$	$\Sigma th \omega_i$	$u_y, мм$	$\frac{1}{ch^2 \omega_1}$	$\frac{1}{ch^2 \omega_2}$	$\Sigma \frac{1}{ch^2 \omega}$	$i_x \cdot 10^{-3}$
0	-50	50	-1,457	1,457	-0,896	0,896	1,792	769	0,196	0,196	0	0
10	-40	60	-1,170	1,755	-0,823	0,942	1,765	759	0,323	0,115	0,208	2,6
20	-30	70	-0,877	2,040	-0,705	0,967	1,672	720	0,504	0,066	0,438	5,5
25	-25	75	-0,731	2,195	—	—	—	—	—	—	—	—
30	-20	80	-0,584	2,340	-0,534	0,982	1,516	652	0,723	0,036	0,687	8,6
40	-10	90	-0,292	2,620	-0,283	0,989	1,279	550	0,912	0,021	0,891	10,3
50	0	100	0	2,920	0	0,994	0,994	427	1,0	0,012	0,988	12,4
60	10	110	0,292	3,210	0,283	0,997	0,614	265	0,912	0,006	0,906	11,4
70	20	120	0,584	3,500	0,534	0,998	0,464	199	0,723	0,004	0,719	9,0
75	25	125	0,731	3,650	—	—	—	—	—	—	—	—
80	30	130	0,877	3,792	0,705	0,999	0,294	126	—	—	—	—
85	35	135	1,023	3,940	—	—	0,176	—	0,504	0,002	0,502	6,3
90	40	140	1,170	4,090	0,823	0,999	0,176	76	—	—	—	—
100	50	150	1,457	4,382	0,897	1,0	0,103	44	0,321	0,002	0,321	4,0
120	70	170	2,04	4,96	0,967	1,0	0,033	15	0,196	0,001	0,195	2,4
140	90	190	2,62	5,55	0,989	1,0	0,011	5	0,065	0,001	0,065	0,8
160	110	210	3,21	6,14	0,997	1,0	0,003	1,3	0,021	0,000	0,021	0,3
180	130	230	3,80	6,72	0,999	1,0	0,001	0,4	0,006	0	0,006	0,1
200	150	250	4,38	7,30	1,0	1,0	0	0	0,002	0	0,002	0,03
									0,001	0	0,001	0,01

Продолжение табл. 7

Координата $x, м$	$x_1, м$	$x_2, м$	Расчетные данные								
			кривизны				горизонтальных деформаций				
			$\frac{th \omega_1}{ch^2 \omega_1}$	$\frac{th \omega_2}{ch^2 \omega_2}$	$\Sigma \frac{th \omega_i}{ch^2 \omega_i}$	$K_x \cdot 10^{-3}$ $\frac{1}{м}$	Радиус кривизны, км	$\frac{\omega_1}{ch^2 \omega_1}$	$\frac{\omega_2}{ch^2 \omega_2}$	$\Sigma \frac{\omega_i}{ch^2 \omega_i}$	ϵ_x 10^{-2}
0	-50	50	-0,176	0,176	0,352	-0,129	-7,75	-0,285	0,285	0,570	-2,05
10	-40	60	-0,265	0,108	0,373	-0,137	-7,29	-0,376	0,202	0,578	-2,08
20	-30	70	-0,354	0,063	0,417	-0,153	6,54	-0,436	0,133	0,569	-2,04
25	-25	75	-0,382	0,047	0,429	-0,158	6,35	-0,489	0,106	0,595	-2,13
30	-20	80	-0,379	0,035	0,414	-0,152	6,57	-0,422	0,082	0,504	-1,81
40	-10	90	-0,259	0,021	0,280	-0,103	9,702	-0,267	0,055	-0,322	-1,29
50	0	100	0	0,012	0,012	-0,004	250,0	0	0,034	-0,034	-0,12
60	10	110	0,259	0,007	0,252	+0,092	10,80	0,267	0,21	0,246	-0,88
70	20	120	0,379	0,004	0,375	0,134	7,45	0,422	0,013	0,409	1,47
75	25	125	0,382	0,003	0,379	0,141	7,20	0,489	0,010	0,479	1,72
80	30	130	0,354	0,002	0,352	0,129	7,75	0,436	0,008	0,428	1,54
85	35	135	0,317	0,001	0,318	0,120	8,30	0,416	0,005	0,411	1,47
90	40	140	0,265	0,001	0,264	0,097	10,30	0,376	0,004	0,372	1,33
100	50	150	0,176	0,001	0,175	0,064	15,6	0,285	0,004	0,281	1,01
120	70	170	0,063	0,000	0,063	0,023	43,3	0,133	0,003	0,130	0,47
140	90	190	0,021	0	0,021	0,008	130,0	0,005	0,002	0,053	0,19
160	110	210	0,007	0	0,007	0,003	390	0,021	0,002	0,019	0,07
180	130	230	0,002	0	0,002	0,001	1400	0,008	0,001	0,007	0,003
200	150	250	0,001	0	0,001	—	—	0,004	0,001	0,003	0,01

Далее расчет изменений оседаний проводится через 10—20 м и изменений кривизны и горизонтальных деформаций на участках их максимальных значений с интервалом 5 м. В табл. 7 приведены расчетные данные оседаний и деформаций по простиранию залежи. Для центральной части мульды расчеты проводились через 10 м, а для периферийной — через 20 м. Кроме того, определены изменения кривизны и горизонтальных деформаций на участках максимальных значений этих величин с интервалом 5 м. В таблице знак «плюс» опущен, а знак «минус» приведен.

Расчеты произведены для положительной полуоси Ox . В связи с симметричностью мульды по данному разрезу ($\delta=0$) такую же величину и знак имеют величины a_y , K_x и ϵ_r и такую же величину, но обратный знак $-i$ на участке отрицательной полуоси Ox .

В табл. 8 приведены расчетные данные оседаний вкрест простирания залежи. Центр координат размещен над центром залежи в 10 м от бровки карьера. В соответствии с направлением осей координат знаки изменены на обратные.

Таблица 8

Координаты x , м	x_1 , м	x_2 , м	ω_1	ω_2	$th \omega_1$	$th \omega_2$	$\Sigma th \omega_i$	u_y , мм
0	-45	+45	-1,954	0,730	-0,960	0,622	1,582	710
+10	-35	55	-1,612	0,986	-0,923	0,755	1,678	754
Бровка карьера								
20	-25	+65	1,212	1,240	-0,855	0,845	1,100	763
20,5	-24,5	+65,5	1,255	1,255	0,850	0,851	1,702	767
40	-5	+85	-0,583	1,75	-0,514	0,941	1,455	652
60	+15	105	0,103	2,25	+0,102	0,978	0,876	383
80	35	125	0,786	2,76	0,656	0,992	0,336	151
100	55	145	1,470	3,32	0,901	0,997	0,096	43
120	75	165	2,170	3,76	0,974	0,999	0,024	11
140	95	185	2,845	4,29	0,993	1,0	0,007	3
160	115	205	3,530	4,80	0,998	1,0	0,002	1
180	135	225	4,220	5,300	0,9995	0,5	0,0005	0,02

Расчеты наклонов, кривизны и горизонтальных деформаций для этого профиля не приводим. Осуществляются они так же, как и расчеты оседаний.

§ 3. Прочностные показатели деформированных массивов горных пород

Сдвигание горных пород при подземных разработках приводит к существенному изменению сцепления и менее существенному изменению угла внутреннего трения пород. Мало из-

меняется величина сцепления при медленном пластическом деформировании, в частности она незначительно изменяется в пластичных глинах. Однако некоторые мягкие породы: лёссовидные суглинки, супеси, а также глины и суглинки малой влажности даже при очень медленно развивающемся деформировании существенно изменяют свои прочностные показатели. Так, в ненарушенных лёссовидных суглинках карьера Криво-рожского ЦГОКа [31] сцепление составляет 0,54—0,49 кгс/см², а на участках, где произошло сдвигание после подработки залежей Глееватского пласта, оно составляет 0,5—0,24 кгс/см². В тугопластичных глинах соответствующие цифры составляют 10,2 и 6,8 кгс/см². Следует, однако, отметить, что хотя залежи этого пласта имели относительно небольшую мощность (до 4—8 м), однако сдвигание пород происходило в форме обрушения с образованием на поверхности воронок и трещин. Таким образом, снижение сцепления в 2 раза произошло по-видимому после разрушения структуры суглинков и последующего уплотнения разрыхленной массы. По данным института ДонНИИ, снижение сцепления в суглинках на 25—35% их первоначальной величины наблюдалось в зоне сдвигания в Донбассе, где деформация растяжения и сжатия не превышает 2—3 мм/м и какие-либо видимые разрушения (трещины), как правило, отсутствуют. На основе имеющихся отрывочных данных можно предположить, что изменение сцепления мягких пород в зоне сдвигания и деформации связаны главным образом с разуплотнением и уплотнением, т. е. с объемной деформацией породного массива.

Для изучения закономерностей изменения прочностных показателей, прежде всего сцепления, в зоне деформирования, а также для проверки высказанного предположения о связи изменений сцепления с объемной деформацией массива была выполнена обширная программа экспериментальных работ. Эта программа включила:

1. Испытания образцов пород на лабораторной установке одноосного сжатия в статическом и динамическом режимах для определения деформационных и прочностных показателей мягких пород и выявления их функциональных или корреляционных связей.

2. Исследования экспресс-методами прочностных показателей пород в массиве, подвергнутом уплотнению искусственным способом (как правило, более значительному, чем наблюдается в зонах подработки).

3. Непосредственное определение сцепления и угла внутреннего трения пород на образцах, отобранных непосредственно на подработанных подземными работами участках путем испытаний образцов на приборе Маслова—Лурье.

На первом этапе испытания производились на установке одноосного сжатия образцов мягких пород. Эта установка со-

стояла из испытательной камеры, комплекса измерительно-регулирующей аппаратуры и приспособлений для прессы — при статическом нагружении и копра — при динамическом нагружении (рис. 13).

При испытании образец помещали в обойму испытательной камеры, имеющей вид открытого сверху цилиндра, нагружали поршнем, свободно перемещающимся в обойме цилиндра. В свою очередь, поршень нагружали прессом или падающим грузом..

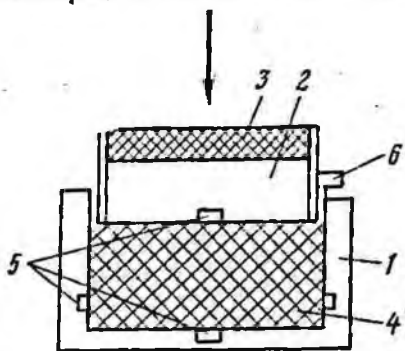


Рис. 13. Принципиальная схема установки одноосного сжатия:

1 — обойма-цилиндр; 2 — поршень; 3 — вязко-упругая прокладка; 4 — образец; 5 — датчики напряжений; 6 — датчик деформаций

В процессе испытаний регистрировались и записывались изменения во времени компоненты осевого напряжения σ_x (датчиками в днище поршня и днище цилиндра), компоненты бокового напряжения σ_y (датчиком в стенке цилиндра) и деформаций ϵ_0 (датчиком перемещения поршня).

Объектами исследований служили суглинки и глины, отоб-

ранные в Никопольском марганцевом бассейне, на Булганакском карьере (Крымская область) и на одном из месторождений редких металлов, а также на экспериментальном полигоне АН УССР в Киевской области.

При определении оптимальных размеров образца (задаваемых размерами испытательной камеры) учитывалось следующее:

1) отношение высоты образца к его горизонтальному размеру (радиусу) должно быть минимальным, с тем чтобы свести к минимуму искажающее влияние трения частиц грунта по стенке обоймы, перемещающихся при деформировании образца;

2) минимальные допустимые размеры образца по высоте и диаметру (а с учетом предыдущего условия — только по высоте) определяются размерами датчиков давления.

Рассмотрим оба случая. Соотношение между работой, затраченной на деформирование образца A_d , и работой, затраченной на преодоление сил трения $A_{тр}$, имеет следующий вид:

$$\frac{A_d}{A_{тр}} = \frac{K_{тр}\mu h_{обр}}{R}, \quad (45)$$

где $K_{тр}$ — коэффициент трения мягких пород по стали; μ — коэффициент бокового давления; $h_{обр}$ и R — соответственно высота и радиус основания образца.

При соотношении $R/h_{обр}$, равном 2,5, потери энергии на тре-

ние не превышают 4—7%, что и определило выбор упомянутого соотношения при проведении экспериментов.

Напряженное состояние угловых точек, если рассматривать разрез образца, отличается от напряженного состояния у боковой стенки, на некотором расстоянии от этих точек. В связи с этим измерительный элемент датчика бокового давления должен отстоять от дна обоймы-цилиндра, а также от дна поршня (при завершении процесса деформирования) не менее чем на 10—11 мм. В свою очередь, для устранения влияния зернистости образца, размер измерительного элемента должен быть не менее 10 мм. Это определило оптимальную высоту образца 25—32 мм, а оптимальный диаметр 150 мм.

При нагружении образца происходит его деформирование в условиях простого деформированного состояния. Датчики давления в боковых стенках, днище цилиндра и поршня позволяют определить напряжения по всем трем осям, а датчик измерения хода поршня — деформацию.

Определим максимальные напряжения, которые могут возникнуть при протекании рассматриваемых процессов. При мощности наносов 40—60 м и объемной массе 1,7—1,9 т/м³ в нижней части деформирующегося массива гидростатическое давление достигает 6—12 кгс/см², а максимальные сжимающие напряжения с возможной двукратной их концентрацией — 12—24 кгс/см², что определяет верхнюю границу напряжений при испытаниях образцов. Рассмотрим линейные соотношения протекания процесса деформирования пород в массиве и в образцах.

В условиях рудных месторождений деформирование толщи наносов при развитии сдвижения горных пород происходит в течение сравнительно коротких отрезков времени. Как показывают наблюдения в Никопольском марганцевом бассейне, где рудная залежь покрыта наносами мощностью от 45 до 70 м, активная фаза сдвижения длится от 1 до 1,5—2 мес. На месторождениях Кривого Рога деформирование наносов продолжается, как правило, несколько дней и замедляется лишь в связи с медленным развитием процесса в коренных породах. На одном из рудников редких металлов разработка производится на глубине 100—200 м с полной закладкой выработанного пространства; время протекания процесса сдвижения в мягких породах мощностью 30—40 м продолжается 1,8—2,6 мес. Поэтому деформирование мягких пород при сдвижении над подземными выработками протекает без значительного перемещения воды. Консолидация грунта, преобладающая в строительной практике, в данном случае практически отсутствует. Для сохранения в образцах характера деформирования, имеющего место в натурных условиях, длительность нагружения образцов Δt должна быть значительно меньше, чем длительность нагружения массива (при сдвижении) ΔT . Отношение времени нагружений

должно быть равно отношению линейных размеров (мощности) деформирующейся толщи H и образца $h_{обр}$:

$$\frac{\Delta t}{\Delta T} = \frac{h_{обр}}{H}. \quad (46)$$

Число M_t (мин/м), определяющее характер деформирования в натуре и в образцах,

$$M_t = \frac{\Delta t}{h_{обр}} = \frac{\Delta T}{H}. \quad (47)$$

Число M_t определяет требуемый диапазон длительности нагружений образца. Расчетные и исходные данные о линейных размерах деформирования и времени приложения нагрузки приведены в табл. 9.

Таблица 9

Место проведения испытаний	Время протекания процесса (время нагружения), мин	Мощность деформирующегося слоя, м	$M_t \cdot 10^{-3}$, мин/м
В Никопольском марганцевом бассейне	$3,5 \cdot 10^4 - 6,5 \cdot 10^4$	45—75	0,6—1,2
В Криворожском бассейне	$0,7 \cdot 10^4 - 3,0 \cdot 10^4$	12—40	0,18—2,0
На редкометальном руднике	$5,6 \cdot 10^4 - 11 \cdot 10^4$	30—40	1,8—3,0
В образцах	1—24	0,015—0,03	0,16—1,6

С учетом полученного расчетного времени приложения нагрузки осуществлялось следующее нагружение образцов:

- а) статическое, длительностью 15—20 мин;
 б) квазистатическое, длительностью 0,2—1,5 мин;
 в) динамическое, длительностью менее 0,2 мин.

При статическом нагружении производится отсчет показаний датчиков с интервалом 1 мин, при квазистатическом и динамическом (с разной скоростью возрастания нагрузки) — запись показаний на осциллограмме с помощью осциллографа $H=700$.

На рис. 14 приведена типичная осциллограмма процесса. Полученная путем ее расшифровки диаграмма $\sigma \sim \varepsilon$ одной исследуемой породы при

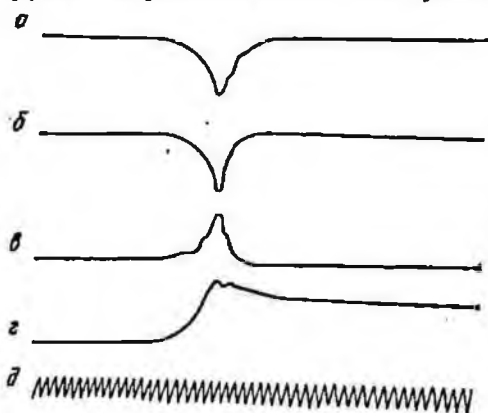


Рис. 14. Типичная осциллограмма процесса деформирования при испытании образца:

а, б, в — напряжения; г — деформации;
 д — отметчик времени

Таблица 10

Породы	Место отбора проб	Число испытаний	Структура при испытаниях	Состав фаз			Гранулометрический состав частиц, мм				Число глинистых частиц	
				твердой (скелет)	жидкой	газовой (свободных пор)	песчаных	пылеватых		глинистых (менее 0,005)		
								0,5—0,25 0,25	0,25—0,05 0,05—0,01 0,01—0,005			
							0,590—0,652			0,128—0,278		0,101—0,177
Суглинки: пылеватые легкие	Экспериментальный полигон АН УССР	602	Естественная	0,590—0,652	0,128—0,278	0,101—0,177	26,70	34,46	28,60	1,27	8,97	9
тяжелые, с гипсовыми включениями	Никопольский марганцевый бассейн	18	То же	0,571—0,638	0,194—0,220	0,168—0,239	—	14,7	35,1	16,8	33,4	18
лёссовидные, переходящие в лёсс	То же	14	Нарушенная	0,570	0,102	0,328	—	34,2	50,9	8,9	6,0	3
Глина пластичная темно-бурая	Булганакский карьер (Крымская область)	48	Естественная	0,554—0,595	0,241—0,353	0,098—0,164	—	14,5	16,6	8,5	60,4	32
Суглинки тяжелые	Месторождение редких металлов	14	То же	0,560	0,110	0,380	4,1	26,9	18,7	14,4	35,9	12

Таблица 11

Породы	Относительный объем свободных пор	Коэффициент пропорциональности при одноосном сжатии, кгс/см ²						Коэффициент пропорциональности при разгрузке E_p , кгс/см ²	Предел прочности на сжатие, кгс/см ²	
		в статическом режиме в диапазонах объемных деформаций			в динамическом режиме в диапазонах объемных деформаций				статический	динамический
		0—0,02	0,02—0,06	Более 0,06	0—0,02	0,02—0,06	Более 0,06			
Суглинки	0,105	3,2—3,4	1,9—2,1	3,0—4,5	4,4—6,23	0—4,1	5,6—8,1	26,5	2,25	3,5
Загипсованные суглинки	0,177	3,6—3,9	2,0—2,3	3,4—5,5	5,2—6,7	4,3—5,6	6,7—9,7	30,9	1,5	3,3
	0,183	5,8—6,2	4,2—4,9	6,2—7,6	7,3—8,8	6,1—6,9	8,4—11,6	20,4	9,0	12,0
Глины	0,093	4,2—4,5	2,8—3,1	3,9—5,8	5,9—7,4	4,2—5,7	6,9—10,4	12,4	3,4	8,0
Лёссы	0,164	4,7—5,0	3,3—3,7	4,5—6,3	6,3—7,7	4,4—5,8	6,8—10,6	9,1	4,5	10,0
	0,328	3,8—4,1	4,1—4,4	5,3—6,7	6,3—7,5	8,6—10,3	8,4—10,7	33,0	—	—

простом деформированном состоянии использована при определении величины модуля E при нагружении с различными скоростями. В табл. 10 приведены состав и место отбора проб, характеризующие исследованные породы, в табл. 11 — коэффициенты пропорциональности при нагрузке и разгрузке и пределы прочности на сжатие.

Полученные данные позволили определить величину изменения модуля пропорциональности $E = \frac{d\sigma}{d\varepsilon}$ (соответствующего модулю упругости для упругих тел), а также установить существенное влияние вязкости на деформационные характеристики пород. Последняя проявлялась в том, что каждой скорости нагружения отвечала своя диаграмма $\sigma \sim \varepsilon$.

В табл. 11 приведены интервалы изменений модуля E . При статическом нагружении они определяются изменением модуля, связанным с изменением объемной деформации (криволинейностью функции $\sigma = \sigma(E)$). При динамическом нагружении различные величины модуля E характеризуют также разные режимы нагружения ($E = E(\sigma)$).

Наиболее значительное внимание при испытаниях пород уделено

определению коэффициента бокового давления, функционально связанного с прочностными показателями. Отметим, что условия определения этого коэффициента при испытаниях образцов мягких пород на установке одноосного сжатия и при измерении напряжений в условиях естественного залегания пород не имеют каких-либо отличий. И в том и в другом случаях упомянутый коэффициент определяется как отношение напряжения, измеренного датчиком, мембрана которого нормальна к фронту импульса сжатия, к напряжению, измеренному датчиком, установленным рядом, мембрана которого обращена к фронту упомянутого импульса:

$$\mu = \frac{\sigma_x}{\sigma_y} \quad (48)$$

Поэтому при определении коэффициента бокового давления были использованы данные, полученные при экспериментах, описанных выше, и данные, полученные при измерениях напряжений в тех же породах в условиях естественного залегания, нагружаемых импульсной сосредоточенной нагрузкой.

Всего было произведено более 550 испытаний в массиве и около 60 испытаний в лабораторных условиях.

Наличие большого числа экспериментальных точек позволило, несмотря на рассеяние отдельных результатов испытаний, определить значения величин μ , E и прочностных показателей деформируемых пород с достаточной точностью. Рассматриваемые породы в зависимости от величины напряжения могут находиться в упругом и предельном (пластическом) состоянии.

Рассмотрим характеристики коэффициента μ из теоретических положений теории упругости и пластичности. При упругом деформировании показатель μ_y является постоянным. Он связан с коэффициентом Пуассона ν_{II} простым соотношением

$$\mu_y = \frac{\nu_{II}}{1 - \nu_{II}} \quad (49)$$

Обработка результатов испытаний в диапазоне изменений нормальных сжимающих напряжений до 3—4 кгс/см² производилась при условии постоянства коэффициента μ_y . Рассматривая изменение коэффициента бокового давления при более значительных сжимающих напряжениях, остановимся на значении μ в теории предельного напряженного состояния Кулона—Мора по В. В. Соколовскому и Мизеса—Шлейхера по А. И. Боткину и С. С. Григоряну. По первой из этих теорий прочность горных пород определяется огибающей кругов напряжений, уравнение которой связывает касательную и нормальную компоненты напряжений (τ и σ_n), на произвольных площадках, проведенных через данную точку:

$$|\tau| = F(\sigma_n) \quad (50)$$

В. В. Соколовский [63] использует линейризованную форму условия (50) (условие Кулона):

$$\max \{ |\tau| - (C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi) \} = 0, \quad (51)$$

где C и φ — соответственно сцепление и угол внутреннего трения.

В произвольной системе декартовых координат условие Кулона принимает вид

$$(\sigma_{xx} + \sigma_{yy})^2 + 4\sigma_{xy} = (\sigma_{xx} + \sigma_{yy} + 2C \operatorname{ctg} \varphi)^2 \sin \varphi. \quad (52)$$

Для решения пространственных задач в более общей форме пригодно условие Мизеса—Шлейхера, предложенное для решения задач механики грунтов А. И. Боткиным [10]. Затем был разработан математический аппарат с использованием этого условия С. С. Григоряном [23]:

$$\sigma'_{(2)} = \Phi(p), \quad (53)$$

где $\sigma_{(2)}$ — второй (основной) инвариант девиатора тензора напряжений; Φ — неубывающая функция; p — гидростатическое давление,

$$p = \frac{\sigma_{ij}}{3}. \quad (54)$$

В линейризованной, аналогичной (51) форме условие (53) может быть записано

$$\sigma'_{(2)} = \frac{1}{3} (a + 3b\rho)^2, \quad (55)$$

где a и b — прочностные показатели, аналогичные сцеплению и углу внутреннего трения.

Принимая условие пластичности Кулона (51), можно получить зависимость коэффициента бокового давления μ от прочностных показателей C и φ и компонент напряжения σ_1, σ_2 :

$$\mu = \frac{\sigma_2}{\sigma_1} = \frac{1}{1 + \sin \varphi} \left(1 - \sin \varphi - \frac{2C}{\sigma_1} \cos \varphi \right). \quad (56)$$

Аналогичную формулу можно получить из линейризованного условия Мизеса—Шлейхера. Из формулы (56) следует, что с ростом компоненты напряжения σ_1 величина μ интенсивно возрастает, достигая постоянной величины μ в области больших напряжений:

$$\mu \approx \mu'_{\text{пл}} \quad \text{при } \sigma_1 \gg C, \quad (57)$$

где

$$\mu'_{\text{пл}} = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} = \operatorname{const} < 1, \quad \text{при } \mu = 1, C = 0, \varphi = 0.$$

При малых значениях σ_1 [см. формулу (56)] возможно снижение коэффициента бокового давления до нуля:

$$\mu = 0 \quad \text{при } \sigma_1 = 2C \frac{\cos \varphi}{1 - \sin \varphi}$$

Однако в этой области напряжений породы находятся в упругом состоянии и коэффициент μ определяется из формулы (49). Изменение коэффициента μ в соответствии с формулами

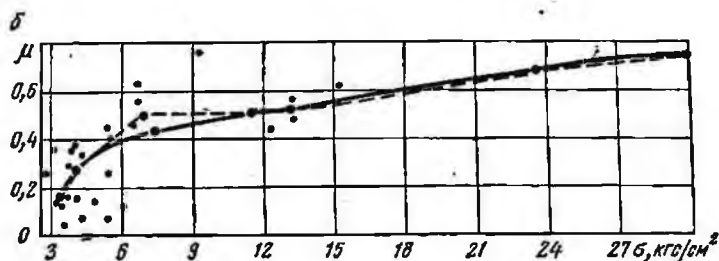
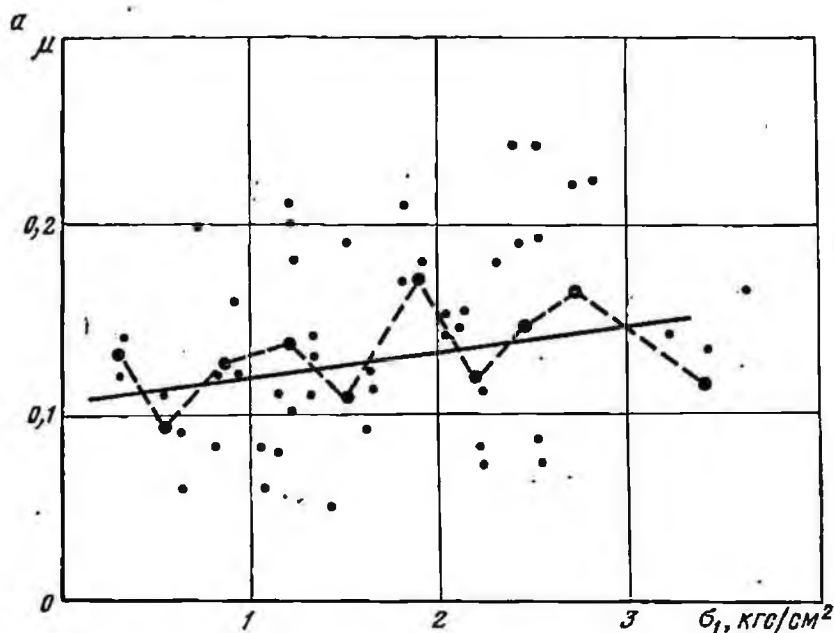


Рис. 15. Изменение коэффициента бокового давления с ростом нормальных напряжений:

a — в области упругих деформаций; *b* — в области пластических деформаций; пунктирные кривые — результат непосредственной обработки измерений; сплошные линии — уравненные значения μ

(49) и (56) показано на рис. 15. Как видно из рисунка, интенсивное возрастание коэффициента μ отмечается при нормальных сжимающих напряжениях, несколько превышающих предел упругости, составляющий у исследуемых пород от 1 до 4 кгс/см².

Однако, как показывают экспериментальные данные, у глинистых пород с влажностью более 15% и у глин с влажностью более 18—20% в области высоких нормальных напряжений (более 35—45 кгс/см²) отмечается повторный рост коэффициента бокового давления μ до $\mu=1$. По-видимому, это связано с полным закрытием порового пространства. По мере закрытия порового пространства у мягких пород исчезает неоднородность условия пластичности относительно гидростатического давления, условие Кулона переходит в условие Треска, т. е.

$$\varphi \rightarrow 0 \quad \text{при } \sigma_1 > \sigma_1'$$

В связи с приведенными соображениями при $\sigma_1 > 4,0$ кгс/см² обработка экспериментальных данных производилась по формуле (56), преобразованной к виду

$$\mu \equiv \frac{\sigma_2}{\sigma_1} = \mu'_{пл} - \frac{\Delta\mu}{\sigma_1}, \quad (58)$$

где

$$\Delta\mu = \frac{2C \cos \varphi}{1 + \sin \varphi}.$$

При напряжениях $\sigma_1 < 4$ кгс/см², а также при напряжениях $\sigma_1 > 30$ кгс/см² коэффициент бокового давления принимался практически неизменным. Как показали результаты обработки полученных данных, при возрастании напряжений от 4 до 6,5 кгс/см² происходит весьма существенное возрастание μ от 0,2—0,3 до 0,4—0,5. Далее с ростом σ_1 коэффициент μ медленно возрастает, достигая 0,65—0,87 при $\sigma_1 < 30$ кгс/см².

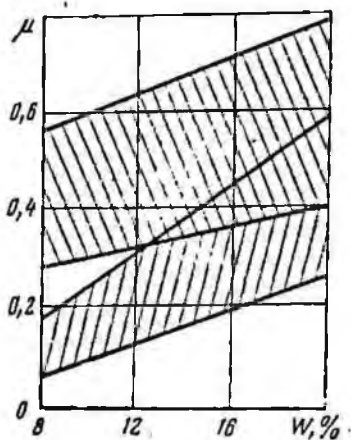


Рис. 16. Графики доверительных интервалов зависимости коэффициента бокового давления μ от влажности пород W

Зависимость коэффициента бокового давления от длительности действия напряжений приведена в табл. 12, зависимость коэффициента бокового давления от влажности пород — на рис. 16. В табл. 12 приведены также данные, характеризующие погрешности и рассеяние результатов экспериментов. В мягких сжимаемых породах рассеяние определяется не трещиноватостью и дефектами строения, как в скальных, а изменчивостью пористости,

влажности и гранулометрического состава. Влияют на точность измерения также контактные условия при измерении напряжений мембранными тензометрическими датчиками. Как показывают результаты исследований, коэффициенты вариации при

измерении напряжений тензометрическими датчиками составляют 0,16—0,18, в отдельных случаях увеличиваясь до 0,20—0,24. При определении деформаций, являющихся интегральными показателями, относящимися к образцу в целом, рассеяние результатов меньше, а коэффициенты вариации не превышают 0,1—0,12.

Таблица 12

Время действия нагрузки, мс	Напряжение			
	Менее 6,5 кгс/см ²			
	число измерений	среднее значение μ	отклонение	возможные пределы изменения
2	52	0,20	$\pm 0,03$	0,17—0,23
4	59	0,22	$\pm 0,04$	0,18—0,26
6	67	0,23	$\pm 0,02$	0,21—0,25
8	57	0,22	$\pm 0,03$	0,19—0,25
10	44	0,24	$\pm 0,04$	0,20—0,28
12	33	0,29	$\pm 0,05$	0,24—0,34
14	21	0,30	$\pm 0,07$	0,23—0,37
16	19	0,30	$\pm 0,07$	0,23—0,37
18	15	0,28	$\pm 0,07$	0,21—0,35
20	12	0,29	$\pm 0,06$	0,23—0,35
22	10	0,29	$\pm 0,08$	0,21—0,37

Продолжение табл. 12

Время действия нагрузки, мс	Напряжение				
	Более 6,5 кгс/см ²				
	число измерений	среднее значение μ	отклонение	возможные пределы изменения	среднее значение σ_1 , кгс/см ²
2	27	0,45	$\pm 0,05$	0,40—0,5	27,0
4	27	0,41	$\pm 0,05$	0,36—0,46	14,8
6	11	0,45	$\pm 0,08$	0,37—0,53	19,4
8	7	0,42	$\pm 0,10$	0,32—0,52	10,4
10	5	0,40	$\pm 0,13$	0,27—0,53	8,3
12	8	0,46	$\pm 0,08$	0,38—0,54	18,2
14	—	—	—	—	—
16	—	—	—	—	—
18	—	—	—	—	—
20	—	—	—	—	—
22	—	—	—	—	—

От грунтовых условий и условий испытаний зависят коэффициенты рассеяния, определяемые по результатам непосредственно измеренных величин: модуля пропорциональности E и

коэффициента бокового давления μ . Среднее квадратическое отклонение функции двух непосредственно измеренных величин m_f составляет

$$m_f = \sqrt{\left(\frac{\partial f}{\partial X}\right)^2 m_X^2 + \left(\frac{\partial f}{\partial Y}\right)^2 m_Y^2} \quad (59)$$

где $f=f(X, Y)$ — определяемая функция, X и Y — ее аргументы; m_X , m_Y — средние квадратические отклонения, характеризующие рассеяние аргументов.

Заменяя значения аргументов средними значениями экспериментально определенных величин напряжений, а также выражая средние квадратические отклонения по известным формулам теории ошибок измерений через эти величины и коэффициенты вариации, получим формулы, связывающие коэффициенты вариации при определении модуля пропорциональности K_E , коэффициента бокового давления K_μ с коэффициентами вариации непосредственно измеряемых напряжений K_σ и деформации K_ϵ :

$$K_E = \sqrt{K_\sigma^2 + K_\epsilon^2}; \quad K_\mu = K_\sigma \sqrt{2} \quad (60)$$

С учетом упомянутых выше значений K_σ и K_ϵ коэффициента вариации при измерении модуля пропорциональности должны составить 0,2—0,28, а при измерении коэффициента бокового давления — 0,30—0,35. Как видно из данных, приведенных в табл. 12, величины коэффициентов вариации несколько превышают эти величины, достигая 0,30—0,40.

Границы возможных отклонений средних значений величин E и μ (границы доверительных интервалов) определяются по формуле

$$x_{1,2} = \bar{X} \left(1 \pm K_n \frac{K_B}{\sqrt{n}} \right), \quad (61)$$

где \bar{X} — среднее, а x_1 и x_2 — определяемые граничные значения измеряемой или определяемой косвенно величины; K_B — коэффициент вариации, характеризующий рассеяние; n — число измерений; K_n — коэффициент, зависящий от заданной вероятности нахождения «истинной» величины X внутри доверительного интервала (в наших расчетах вероятность нахождения принята равной 90%, при этом $K_n = 1,65$).

Из экспериментальных данных определялись не только деформационные, но и прочностные показатели: сцепление и угол внутреннего трения.

При определении прочностных показателей используются либо формулы, выведенные непосредственно из условия Кулона (51), либо при использовании формулы (58):

$$\varphi = \arcsin \frac{1 - \mu'_{пл}}{1 + \mu'_{пл}}; \quad C = \Delta\mu \frac{1 + \sin \varphi}{2 \cos \varphi} \quad (62)$$

При непосредственном использовании условия Кулона, если измерить компоненты σ_1 и σ_2 , определяющие коэффициент бокового давления в двух точках, то, предполагая постоянство прочностных показателей в интервале между ними, получим формулы для определения сцепления C и угла внутреннего трения φ :

$$C = \frac{\sigma_2' \sigma_1' - \sigma_2' \sigma_1'}{2 \sqrt{\sigma_1' \sigma_2' - \sigma_1' \sigma_2' - \sigma_1' \sigma_2' + \sigma_1' \sigma_2'}} = \frac{\Delta \mu}{2} \frac{\sigma_1' \sigma_1'}{\sqrt{\Delta \sigma_1 \Delta \sigma_2}}; \quad (63)$$

$$\varphi = \arcsin \frac{\sigma_1' - \sigma_2' - \sigma_1' + \sigma_2'}{\sigma_1' + \sigma_2' - \sigma_1' - \sigma_2'} = \arcsin \frac{\Delta \sigma_1 - \Delta \sigma_2}{\Delta \sigma_1 + \Delta \sigma_2},$$

где штрихами отмечены значения $\sigma_{1,2}$ в двух точках измерений.

По формулам (63) на установке одноосного сжатия определяются прочностные показатели мягких сжимаемых пород, отвечающие моменту нагружения и характеризующие свойства пород после уплотнения.

Практический интерес при изучении устойчивости подрабатываемых бортов представляют прочностные показатели, характеризующие свойства пород после уплотнения. Эти показатели определяются при деформировании образцов пород в режиме одноосного сжатия на описанной установке либо при повторном нагружении, либо при первом нагружении на разгрузочной ветви (после сжатия). При определении прочностных показателей путем повторного нагружения первое нагружение производилось до определенного уровня напряжений, при этом достигалось нужное уплотнение испытуемой породы. Компоненты напряжения σ_1 и σ_2 определялись при повторных нагружениях в нескольких точках. По данным измерений определялись прочностные показатели уплотненных пород в интервалах между точками измерений. Результаты испытаний двух образцов приведены в табл. 13.

Результаты экспериментов по определению изменений коэффициента бокового давления мягких пород с возрастанием нормальных напряжений позволяют уточнить паспорт прочности этих пород. Обычно принято считать, что огибающая кругов Мора в горных породах является неубывающей функцией нормальных напряжений. В действительности для мягких пород средней и значительной влажности это имеет место лишь в области сравнительно невысоких напряжений.

При достижении уровня напряжений 20—30 кгс/см² в мягких породах, влажность которых составляет 0,5—0,6 полного водонасыщения, и 10—15 кгс/см² при влажности, равной 0,75—0,85 полного водонасыщения, огибающая начинает убывать. Далее в области достаточно высоких нормальных напряжений, порядка 60—100 кгс/см², она приближается к оси абсцисс

(рис. 17). В этом случае коэффициент бокового давления равен единице, породы не оказывают сопротивление сдвигу и приобретают механические свойства жидкости.

Таблица 13

Диапазон нормальных напряжений, кгс/см ²	Сцепление, кгс/см ²				Угол внутреннего трения, градус			
	Образец							
	№ 1		№ 2		№ 1		№ 2	
естественная структура	после уплотнения	естественная структура	после уплотнения	естественная структура	после уплотнения	естественная структура	после уплотнения	

На нагрузочной ветви

0—10	0,06	0,12	0,15	0,21	45	37	35	29
10—20	1,0	1,06	1,55	1,68	40	31	5	1
20—30	4,3	4,4	6,6	7,3	22,2	6,6	1,2	0
30—40	7,2	8,3	7,9	4,9	12,3	0,6	0	—
40—45	10,2	—	—	—	6,4	—	—	—

На разгрузочной ветви

40—30	4,8	4,2	—	—	0,6	0	—	—
30—20	3,0	2,8	—	—	1,6	0,7	—	—
20—10	1,2	1,2	—	0,23	5	3	—	0,2
10—0	0,1	0,21	—	1,96	25	25	—	15

Наряду с описанными методами определения прочностных показателей деформированных мягких горных пород в лабораторных условиях на установке одноосного сжатия использовался также экспресс-метод, заключающийся в определении плотности, а также влажности пород в массиве стандартными приборами радиоактивного каротажа ГП-1 и НИВ-1 и непосредственном определении комплексного показателя сопротивления пород срезу с помощью по-

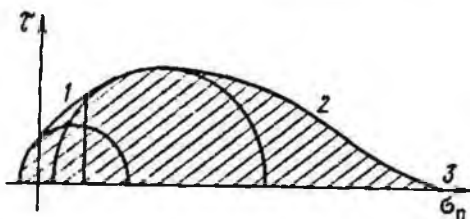


Рис. 17. Паспорт прочности мягких пород:

1 — огибающая кругов напряжений в области невысоких нормальных напряжений; 2 — в области высоких и 3 — очень высоких напряжений

левой крыльчатки ПКЗ конструкции Л. П. Загоруйко.

Сущность определения прочностных свойств пород крыльчаткой сводится к следующему: в пробуренные скважины диаметром 50 мм на требуемую глубину вдавливаются рабочий орган крыльчатки (взаимно перпендикулярные лопатки), поворачивая

который определяют путем записи на барабан самописца величину крутящего момента. Простая технология проведения эксперимента позволяет получить большое число опытных данных в любой точке породного массива, в том числе на подрабатываемых уступах карьеров. Определение исходных характеристик (плотности) производится радиометрическим каротажем или отбором единичных проб, обрабатываемых в грунтовой лаборатории.

Недостатком рассматриваемого метода является то, что определяемая величина сопротивления пород срезу τ_k является комплексным показателем, который нельзя разложить на составные части (сцепление и внутреннее трение).

Сопротивление пород срезу

$$\tau_k = \frac{M_R}{C_k}, \quad (64)$$

где M_R — максимальный момент реактивного сопротивления грунта на лопастях, кгс-см; C_k — константа крыльчатки, учитывающая высоту и внешний диаметр лопастей, см³.

Другими словами, C_k представляет собой статический момент поверхности среза относительно оси вращения крыльчатки и определяется следующим образом:

1) при вдавливании крыльчатки до совпадения поверхности пород с ее верхними гранями

$$C_k' = \frac{\pi d^2}{2} \left(\frac{d}{6} + h_n \right); \quad (65)$$

2) при вдавливании крыльчатки ниже поверхности пород

$$C_k'' = \frac{\pi d^2}{2} \left(\frac{d}{3} + h_n \right), \quad (66)$$

где d — диаметр вырезанного породного цилиндра, равного диаметру крыльчатки; h_n — высота лопастей, равная высоте породного цилиндра.

Если глубина погружения крыльчатки не превышает высоты лопастей, то уплотнение пород в секторе до образования полной поверхности скольжения происходит неравномерно по глубине, т. е. по высоте лопастей. В верхней части породного цилиндра уплотнение в несколько раз больше, чем у основания, и убывает равномерно и пропорционально глубине погружения крыльчатки в интервале высоты лопастей. Это явление объясняется выдавливанием пород в сторону поверхности, свободной от на-

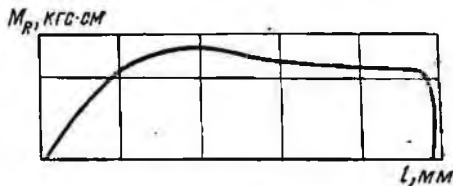


Рис. 18. Типовая диаграмма сдвига, полученная прибором ПКЗ-1

грузки. Для использования этого побочного эффекта при испытаниях крыльчатка вдавливалась ниже забоя скважины на глубину от верхних кромок не менее 13—15 см. Типовая диаграмма сдвига, записанная самописцем на барабане, приведена на рис. 18.

Этим методом определялось сопротивление пород срезу на экспериментальном полигоне АН УССР в Киевской области, а также в Никопольском марганцевом бассейне. Результаты экспериментов в основном совпали с данными, полученными путем испытаний пород на срезном приборе Маслова—Лурье, и подтвердили перспективность экспресс-метода для определения прочностных показателей подрабатываемого породного массива мягких пород.

Изменение угла внутреннего трения непосредственно после деформирования мягких горных пород несущественно. Как показывают экспериментальные данные, полное разрушение структурных связей не ведет к сколько-нибудь значительному изменению углов внутреннего трения легких и лёссовидных суглинков. В большей степени угол внутреннего трения изменяется с увеличением или уменьшением влажности, обусловленным изменением горно-геологических условий при подработке карьера. В глинах и тяжелых суглинках при значительном увлажнении угол внутреннего трения падает в 1,5—2 раза, в илах при полном водонасыщении он близок к нулю.

При значительной первоначальной обводненности, медленном продвижении очистных работ и медленном развитии процесса сдвижения происходит дренаж породного массива, в результате которого его устойчивость повышается. На подрабатываемых участках бортов карьеров нарушение условий устойчивости отмечается при этих условиях реже, чем на неподрабатываемых.

Рассматривая вопросы снижения прочностных показателей мягких горных пород в результате деформирования породного массива при подземной подработке и последующего восстановления первоначальной прочности, отметим, что мягкие горные породы являются сложными агрегатными телами. Минеральные зерна их скелета соединяются двумя типами связей:

а) эластичными, возникающими под действием вандерваальсовых молекулярных сил сцепления коллоидных частиц: коагуляционные сцепления возникают путем преодоления энергетических барьеров, создаваемых сольватными оболочками, за счет кинетической энергии соударяющихся частиц; этот тип связей имеет тенденцию упрочняться при уплотнении пород и восстанавливается со временем после деформаций формоизменения; более интенсивно эти связи проявляются во влажных глинах, илах, тяжелых суглинках, очень мало проявляются в лёссовидных суглинках;

б) кристаллизационными (жесткими), возникающими в ре-

зультате срастания мелких кристаллов, выпадающих из переохлажденных растворов, или при образовании кремнекислоты в воде. Такие, как правило, более прочные связи разрушаются как при сжатии, так и при растяжении и в дальнейшем почти не восстанавливаются; возникновение новых жестких скелетных связей определяет повышение сцепления и угла внутреннего трения мягких пород при снижении влажности.

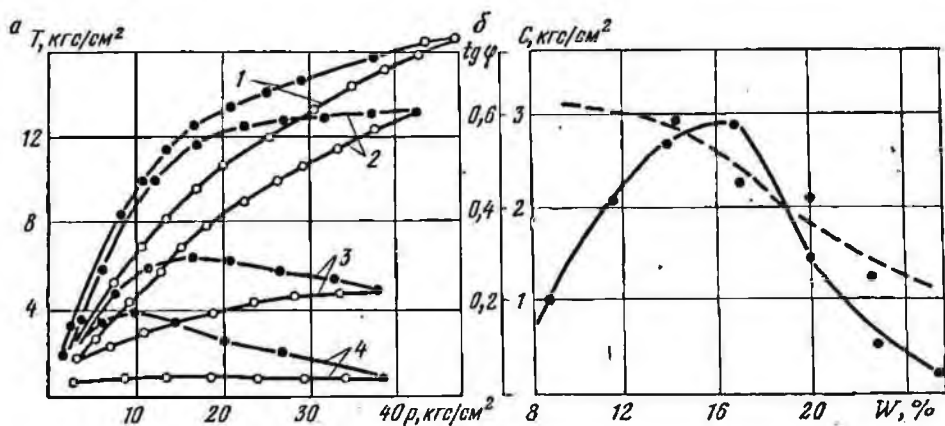


Рис. 19. График изменений условия пластичности в зависимости от давления пород различной влажности (а) и изменений сцепления (сплошные линии), и коэффициента внутреннего трения (пунктир) (б):
 1 — влажность пород 9%; 2 — 11,2%; 3 — 17,1% 4 — 20%. черные точки — зависимости при нагружении, светлые — при разгрузке

Для изучения влияния влажности на деформируемость и прочность пород была приведена серия испытаний суглинков нарушенной структуры различной влажности. Диаграммы касательные напряжения — давления пород различной весовой влажности (от 9 до 32) приведены на рис. 19.

Полученные результаты сравнивались с данными измерений мягких пород, деформированных при взрывах в массиве.

По данным измерений сцепления вокруг очага взрыва следует, что лишь при весьма значительном уплотнении пород в массиве сцепление возрастает. Отметим, что такое уплотнение не имеет места при подработке бортов карьеров подземными горными работами. Находящиеся на значительном удалении от очага взрыва породы характеризуются небольшим возрастанием плотности и, в то же время, сниженным сцеплением. Эти данные в основном совпадают с данными, полученными при испытаниях образцов, описанными выше.

Наряду с косвенным определением была проведена серия прямых испытаний пород, непосредственно отобранных из бортов карьеров, деформированных при подземных разработках. Отобранные образцы испытывались на срезном приборе Масло-ва—Лурье для определения сцепления и угла внутреннего тре-

ния. Объемная масса пород определялась термостатно-весовым способом.

Производились двойные испытания. В 11 случаях одна из серий испытаний (включавшая определение объемной массы и в нескольких случаях сцепления и угла внутреннего трения) производилась до начала деформирования, вторая — после деформирования подработкой. В 8 случаях отбор образцов производился на подрабатываемом и неподрабатываемом участках одновременно. Отбор образцов производился на глубине 0,2—0,3 м. Всего было произведено 19 испытаний, в том числе 6 — в суглинках Львовско-Волынского бассейна, 5 — в суглинках Никопольского марганцевого бассейна, 5 — в глинах Львовско-Волынского бассейна и 3 — в глинах одного из месторождений редких металлов.

По результатам испытаний определялась объемная деформация пород

$$\epsilon_0 = 1 - \frac{\gamma}{\gamma_0}, \quad (67)$$

где γ_0 и γ — плотность соответственно недеформированного и деформированного массива.

Обработка полученных данных позволила установить линейную связь объемной деформации породного массива с горизонтальной деформацией земной поверхности (рис. 20):

$$\epsilon_0 = A_1 \epsilon_r \text{ при } -2 \cdot 10^{-3} < \epsilon_r < 5 \cdot 10^{-3}, \quad (68)$$

где A_1 — коэффициент пропорциональности (для условий экспериментов $A_1 = 0,48$).

Зависимость сцепления от объемной деформации (при сжатии и растяжении) определялась следующим образом. При изменении плотности пород на 0,2—0,5% производился отбор образцов для испытаний на срезном приборе.

Полученные данные совпали (в пределах точности измерений) с данными ранее проведенных испытаний.

По данным совокупности всех исследований построены кривые изменений величины сцепления C в зависимости от объемной деформации в суглинках разной весовой влажности (рис. 21). Как видно из рисунка, при возрастании объемной деформации до $0,5 \cdot 10^{-2}$ —

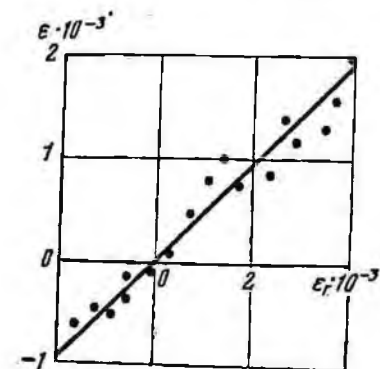


Рис. 20. График зависимости объемной деформации от горизонтальных деформаций при подработке

— $0,7 \cdot 10^{-2}$, т. е. в диапазоне ее измерений, наблюдаемых при подземной подработке, уплотнение сопровождается снижением

сцепления. В этом диапазоне может быть принята линейная связь между этими величинами:

$$\Delta C = \frac{C' - C}{C} = A_2 \varepsilon_0 \quad \text{при } 0 < \varepsilon_0 < 5 \cdot 10^{-3}, \quad (69)$$

где C' и C — сцепление соответственно деформированного и недеформированного массива; A_2 — коэффициент пропорциональности, равный 36; 40; 44 и 58 для суглинков весовой влажностью соответственно 12,0; 13,8; 16,2; 18,5%.

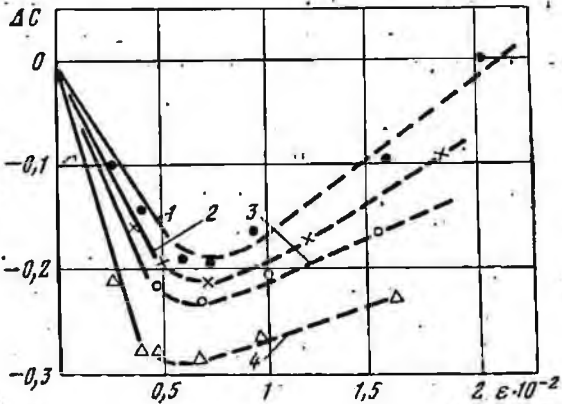


Рис. 21. График зависимости изменений сцепления от объемной деформации суглинков весовой влажностью:
1 — 12%; 2 — 13,8; 3 — 16,2;
4 — 18,4%

Следует отметить, что в дальнейшем (как это видно из кривых на рис. 21) уплотнение не будет сопровождаться падением сцепления. Последнее даже начинает повышаться при значительном возрастании плотности, превосходя первоначальное значение. Можно предположить, что объемная деформация мягких пород приводит к разрушению цементационных связей между минеральными зернами. Это и определяет снижение сцепления. При значительном увеличении плотности сцепление возрастает вследствие увеличения межмолекулярных сил и возможно вследствие усиления водноколлоидных связей между минеральными частицами.

В пределах изменений плотности, наблюдаемых при сдвигении горных пород, когда происходит лишь падение величины сцепления, связь последнего с расчетной горизонтальной деформацией сжатия с учетом формул (67) и (68) может быть выражена следующим образом:

$$\Delta C = A_3 \varepsilon_r \quad \text{при } 0 < \varepsilon_r < 5 \cdot 10^{-3}, \quad (70)$$

где A_3 — коэффициент пропорциональности (для исследованных пород изменялся от -17 до -28).

Значительно сложнее проводить эксперименты для определения изменений сцепления в зонах растяжения пород, связанных с разуплотнением. В связи с трудностью искусственного разуплотнения пород были произведены лишь три эксперимен-

та для определения сцепления непосредственно на образцах, отобранных из зон растяжений (в мульде сдвижения над подземной выработкой). Эти эксперименты показали, что формула (70) в первом приближении пригодна для определения изменения сцепления в зоне растяжения:

$$\Delta C = A_3 \varepsilon_r \quad \text{при} \quad -2 \cdot 10^{-3} < \varepsilon_r < 0. \quad (71)$$

Для условий экспериментов $A_3 = 20 \div 25$.

Схемы рис. 19 и 21 показывают, что при деформировании наиболее значительно величина сцепления снижается в мягких породах небольшой влажности при преобладании жестких кристаллизационных связей между минеральными зёрнами скелета. По мере повышения влажности абсолютная величина сцепления (до начала деформирования) снижается, однако и менее значительным становится ее изменение, определяемое деформированием породного массива. Во влажных породах быстрее происходит процесс частичного восстановления величины сцепления. В сухих породах при неизменной влажности оно может быть незаметным. В то же время во влажных породах, подвергшихся деформированию с последующим дренажом, сцепление после завершения дренирования может быть выше, чем первоначальное. Такое дренирование происходит при ведении подземных очистных работ под бортами карьеров и развитии волосных трещин сдвижения в зонах растяжения.

Если в дальнейшем, при прекращении очистных работ, отработанные участки не затоплены и дренаж продолжается, положительное действие подземных работ сохраняется на протяжении длительного периода.

Однако подработка откосов чаще приводит не к улучшению, а к ухудшению гидрогеологических условий. При ведении подземных работ на небольших глубинах, даже при небольшой мощности разрабатываемых пластов, нарушается сплошность структуры поверхностного слоя пород и на земной поверхности, примыкающей к откосу, а также на поверхности откоса образуются трещины. Они образуются и глубже в породном массиве при прогибе слоев. Исключение составляют пластичные глины и другие породы, способные значительно прогибаться и течь без образования трещин. По трещинам в породный массив проникают атмосферные воды, которые насыщают породы, слагающие подрабатываемый откос. По трещинам может распространяться также вода из водоносных горизонтов, попадающих в зону сдвижения. При оседании уступов борта карьера и поверхности на участке, примыкающем к бровке борта, нарушается также система поверхностного отвода атмосферных вод (изменяются уклоны нагорных канав, уклоны берм уступов и т. п.), что также усиливает поступление атмосферных вод в верхние слои породного массива. Все это приводит к возрастанию обводненности пород, снижению их углов внутреннего

трения и нарушению условий устойчивости подрабатываемого борта. Такие явления отмечались при подработке бортов выездных траншей в Никопольском марганцевом бассейне, бортов бурогоугольного карьера «Санта-Барбара» (в Италии) и крутых естественных откосов в районе Ткварчельских угольных шахт.

Существенное влияние на обводненность пород, наряду с горнотехническими и геологическими факторами, имеют и климатические. Обилие осадков в течение всего продолжительного безморозного периода способствовало проникновению атмосферных вод в породы в Ткварчельском районе и на карьере «Санта-Барбара». При подработке бортов выездной траншеи на Марьевском руднике интенсивное сдвижение поверхности происходило также в дождливый период. В то же время климатические условия Челябинского бурогоугольного бассейна в меньшей мере благоприятствуют обводнению массива через трещины на поверхности подрабатываемого откоса.

Даже при отсутствии видимых трещин коэффициент фильтрации пород при уплотнении и разуплотнении меняется весьма существенно.

Для исследования этого вопроса проводились специальные измерения фильтрации воды из выемок в легких и средних суглинках. Экспериментальные данные показали, что увеличение плотности этих пород на 6—8% приводило к уменьшению коэффициента фильтрации в 12—14 раз, а на 4—6% — в 3—6 раз. Эффект изменения коэффициента фильтрации сохранился на протяжении нескольких лет.

Некоторые данные об изменении коэффициента фильтрации мягких пород от изменения плотности породного массива приведены в табл. 14.

Таблица 14

Объемная деформация	Коэффициент фильтрации, л/(м ² ·сут)		
	Тяжелые суглинки	Средние суглинки	Супеси
0,08—0,1	2,2	5,9	18,9
0,06—0,07	5,8	16,5	68,0
0,04—0,05	—	—	90,0
0,02—0,03	—	—	168,0
0,01	30,2	—	200,0
0	36,0	92,0	296,0

§ 4. О методах расчетов устойчивости подрабатываемых бортов карьеров

При определении условий устойчивости бортов карьеров, сложенных мягкими породами и подрабатываемых подземными работами, возможны два случая:

а) деформирование породного массива, примыкающего к подрабатываемому откосу, происходит без существенного нарушения его сплошности (в форме прогиба и пластичного течения);

б) деформирование сопровождается образованием поверхностей и зон разрушения — трещин сдвижения, воронкообразных провалов и участков беспорядочного обрушения пород.

Рассмотрим первый случай — более типичный для подрабатываемых бортов карьеров, сложенных мягкими породами. Как отмечалось выше, подработка приводит к изменению высоты и угла наклона борта, высоты и углов заоткоски отдельных уступов, изменению прочностных показателей и, в некоторой степени, плотности породного массива, а также изменению обводненности и коэффициента фильтрации пород. Расчеты устойчивости подрабатываемых откосов можно производить, в общем, теми же методами, что и неподрабатываемых, соответственно корректируя исходные условия.

Расчеты устойчивости подрабатываемых бортов карьеров производятся в два этапа. На первом этапе определяют изменение:

а) конфигурации подрабатываемого борта;

б) прочностных характеристик породного массива при деформировании;

в) гидрогеологических факторов и обусловленных ими последующих изменений прочностных показателей.

Расчеты изменений конфигурации подрабатываемого борта для определения изменений высоты и угла откоса, а также высоты и углов заоткоски уступов производятся по приведенным выше (в § 1 настоящей главы) формулам для характерных точек откоса.

Одновременно для этих же точек рассчитываются горизонтальные деформации (растяжение и сжатие), затем по приведенных в предыдущем параграфе формулам определяется изменение первоначального сцепления, а также плотности породного массива.

Изменение гидрогеологических условий оценивается с учетом тех же расчетных данных, позволяющих выявить:

а) изменение коэффициента фильтрации породного массива на участках растяжений и сжатий и дренаж массива подземными горными выработками;

б) изменение обводненности вследствие проникновения поверхностных вод через трещины сдвижения в зонах растяжения (с учетом изменений коэффициента фильтрации).

После определения исходных условий, выявленных в результате выполненных выше расчетов, производится собственно расчет устойчивости подрабатываемого борта.

При применении инженерного расчета устойчивости и по круглоцилиндрической поверхности скольжения выражение для

определения условия предельного равновесия борта имеет вид

$$\frac{\operatorname{tg} \varphi \sum P_i \cos \zeta_i + CL}{\sum P_i \sin \zeta_i} = \eta, \quad (72)$$

где P_i — вес i -го элементарного столба горных пород, ограниченного сверху — откосами, снизу — поверхностью скольжения; ζ_i — угол наклона касательной к поверхности скольжения в центре i -го элемента; L — длина дуги поверхности скольжения, численно равная поверхности скольжения цилиндрического тела длиной 1 м; η — коэффициент устойчивости (при предельном равновесии $\eta = 1$).

С учетом непостоянства прочностных показателей и плотности, обусловленного деформацией при подработке, условие (72) приобретает вид

$$\frac{\sum P'_i \operatorname{tg} \varphi_i \cos \zeta_i + \sum C_i \Delta L_i}{\sum P'_i \sin \zeta_i} = \eta, \quad (73)$$

где ΔL_i — длина дуги поверхности скольжения, ограничивающая i -й элементарный способ пород; C_i и φ_i — соответственно сцепление и угол внутреннего трения на участке i -й элементарной дуги, определяемые с учетом деформирования (уплотнения или разуплотнения) породного массива на этом участке.

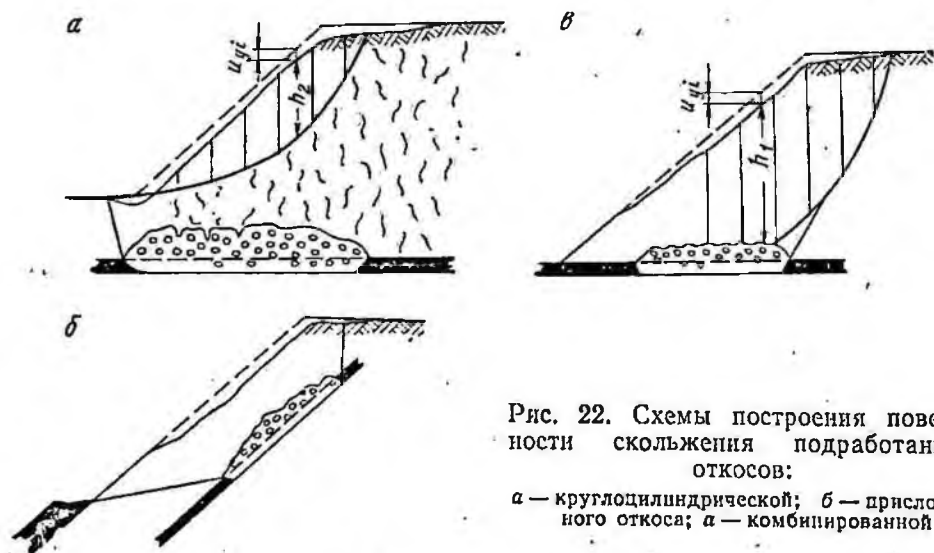


Рис. 22. Схемы построения поверхности скольжения подработанных откосов:

а — круглоцилиндрической; б — прислоненного откоса; а — комбинированной

Вес элементарного i -го столба пород P'_i определяется с учетом начальной его высоты h_i (рис. 22) оседания поверхности откоса и измененной в результате деформирования объемной массы пород γ_i :

$$P'_i = (h_i - u_y) \gamma_i, \quad (74)$$

где u_y — смещение точек по оси y .

Расчеты методом круглоцилиндрической поверхности скольжения могут иметь лишь ограниченное применение при определении условий устойчивости подрабатываемых бортов карьеров. В частности, они могут быть применены при подработке по схемам *Б-1—Б-3* и в отдельных случаях по схеме *А-2* (см. рис. 1).

Более распространен метод «прислоненного откоса», метод алгебраического сложения по плавной криволинейной поверхности скольжения и комбинированные методы. Метод «прислоненного откоса» может быть применен при подработке бортов по схемам *В-1, В-3* и иногда *В-2* (см. рис. 1).

Разность коэффициентов устойчивости до и после подработки определяет ее влияние на устойчивость бортов карьеров:

$$\Delta\eta = \eta' - \eta. \quad (75)$$

Изменение расчетного коэффициента устойчивости при подработке откоса происходит вследствие: а) изменения прочностных показателей, в основном сцепления породного массива непосредственно при деформировании его в момент подработки; б) последующего изменения прочностных показателей (в основном угла внутреннего трения) из-за изменения гидрогеологического решения породного массива, обусловленного подработкой; г) изменения высоты и угла откоса борта при подработке.

Приближенная оценка, этих изменений может быть произведена с помощью коэффициентов изменения устойчивости. Каждый из этих коэффициентов характеризует изменение коэффициента устойчивости массива после того, как расчет его будет повторно произведен с учетом изменений прочностных характеристик пород или геометрических характеристик откоса в результате подработки:

$$\lambda_{\text{в}} = \frac{\eta_{\text{в}}}{\eta}; \quad \lambda_{\text{пр}} = \frac{\eta_{\text{пр}}}{\eta}; \quad \lambda_{\text{т}} = \frac{\eta_{\text{т}}}{\eta}; \quad (76)$$

где $\eta_{\text{в}}$ — коэффициент устойчивости, определенный с учетом только изменений высоты и угла откоса борта при подработке; $\eta_{\text{пр}}$ — коэффициент устойчивости, определенный с учетом сцепления пород, деформированных при подработке; $\eta_{\text{т}}$ — коэффициент устойчивости, определенный с учетом изменения угла внутреннего трения и сцепления пород в результате изменения гидрогеологического режима, обусловленного подработкой; $\lambda_{\text{в}}$, $\lambda_{\text{пр}}$, $\lambda_{\text{т}}$ — соответствующие частные коэффициенты, отражающие изменения устойчивости откоса.

Приближенная оценка общего изменения коэффициента устойчивости откоса при его подработке может быть произведена с помощью общего коэффициента изменения устойчивости $\lambda_{\text{об}}$:

$$\lambda_{\text{об}} = \frac{\eta'}{\eta} = 1 + \frac{\Delta\eta}{\eta}. \quad (77)$$

Характеристика подработки		Коэффициент					
		λ _в	λ _{пр}		λ _т		λ _{об}
			при преобладании глинистых пластических глин	при преобладании песчаных глин и суглинков	при благоприятных условиях	при неблагоприятных условиях	
Форма протекания процесса сдвигивания	кратность распространение						
Плавный прогиб при полном отсутствии трещин на поверхности подрабатываемого откоса	До 30—40	0,97—1,00 1,00—1,05	0,85—0,95 —	0,75—0,85 —	1,0—1,2 0,9—1,1	0,85—1,0 0,8—0,9	0,65—1,0 0,70—1,0
	От 15—20 до 30—40	0,96—0,99 1,00—1,06	— 0,8—0,9	— 0,7—0,8	0,95—1,3 1,0—1,4	0,65—0,95 0,7—1,0	0,6—1,1 0,65—1,0
В основном плавный прогиб с появлением на поверхности откоса небольшого числа быстро закрывающихся трещин	Не менее 20—25	0,87—0,95	—	—	0,9—1,2	0,6—0,9	0,4—0,3
	Сочетание прогиба с обрушением, на поверхности откоса имеются трещины с раскрытием до 5—6 см (воронки отсутствуют)	0,95—0,98 1,00—1,06	0,75—0,85 —	0,6—0,75 —	0,95—1,3 1,0—1,4	0,45—0,95 0,5—1,0	0,5—1,0 0,55—1,0
		0,85—0,95	—	—	0,9—1,2	0,4—0,9	0,35—0,4

* При движении забоя в направлении от подошвы к вершине откоса устойчивость определяется не после полной подработки, а в момент окончания подработки его нижней части.

Общий коэффициент устойчивости равен произведению трех частных коэффициентов:

$$\lambda_{об} = \lambda_{в} \lambda_{пр} \lambda_{г}$$

Следует отметить, что общий коэффициент является более приближенным показателем, чем частные, и может использоваться лишь для грубой оценки влияния подработки на устойчивость откоса.

Коэффициент $\lambda_{в}$ используется при выборе расчетной схемы, а $\lambda_{пр}$ и $\lambda_{г}$ — непосредственно в расчетах.

В табл. 15 приводятся ориентировочные средние значения коэффициентов $\lambda_{в}$, $\lambda_{пр}$, $\lambda_{г}$ и $\lambda_{об}$ при различных формах протекания процесса сдвижения пород при подработке откоса в разных горно-геологических условиях при высоте от 20 до 70 м. Эти значения можно использовать для приближенной оценки влияния подработки.

Существенное значение при определении условий устойчивости подработанного борта карьера имеет его форма. В целом выпуклая форма более благоприятна для подработки как при условии оставления небольшого целика под нижней частью откоса (схемы А-3; Б-3; В-3), так и при полной его подработке (схема А-1; Б-1; В-1) (см. рис. 1).

§ 5. Расчет устойчивости подрабатываемого борта для условий Никопольского марганцевого бассейна

В качестве примера определим условия устойчивости борта выездной траншеи Шевченковского карьера, подлежащего подработке подземными горными работами рудника, запроектированного на соседнем Запорожском участке.

Подлежащий разработке рудный пласт залегает горизонтально в осадочных породах третичного возраста. Он представлен песчано-глинистыми отложениями с включениями собственно марганцевой руды. Подстилающими породами являются: подрудные пески харьковского яруса, отложения киевского и бучакского ярусов палеогена, древняя кора выветривания и докембрийские кристаллические породы.

Горно-геологические условия участка, как и бассейна, весьма сложны. Толща пород, покрывающих рудную залежь, имеет значительную мощность (до 70—75 м) и в значительной мере влагонасыщенна. Более устойчивыми являются песок и известняк-ракушечник, однако они составляют не более 12—15% общей мощности толщи пород.

Без учета подработок рекомендуемые углы устойчивости в бассейне составляют 22—27° при высоте откоса 40 м и 21—26° при высоте 60 м.

Непосредственно для рассматриваемых условий в проектных

заданиях Запорожского и Шевченковского карьеров приняты следующие углы откосов бортов: общий угол откоса при высоте до 70 м — 23—24°, угол откоса верхнего уступа (высотой 35 м) — 40°, нижнего на Запорожском карьере — 30°, на Шевченковском — 26°.

Угол устойчивости, рассчитанный по методу многослойного откоса Ю. Н. Малюшицкого, составляет 31° при высоте откоса 50—51 м, по Маслову — 25° при высоте 50—60 м, 26° при высоте 45—49 м и 27° при высоте 40—44 м.

С учетом приведенных данных приемлемый угол откоса рассматриваемого борта высотой от 41 до 50 м при отсутствии подработки, перегрузки и других осложняющих факторов составляет 24—26°, в том числе 24—25° — для участков высотой 50—58 м и 25—26° — для участков высотой 41—50 м.

Полная подработка борта в рассматриваемом случае при условии сохранения условий устойчивости борта неосуществима, так как при подработке его нижней части возникают воронки и провалы. Поэтому целесообразно в данном случае оставление под нижней частью откоса временных целиков, доработка которых может быть произведена при погашении траншей. Целесообразен обратный порядок отработки с продвижением фронта очистных забоев из глубины массива к откосу. При определении оптимальных размеров этих целиков и мероприятий, обеспечивающих условия устойчивости откоса, существенное значение имеют способ и система разработки, а также характер сдвижения пород.

Подземная разработка марганцевых руд в Никопольском бассейне производится с плавным опусканием или с полным обрушением кровли. Как при полном обрушении, так и при плавном опускании (беспосадочная выемка руды) происходит разрушение толщи пород, составляющих непосредственную кровлю пласта.

По данным А. А. Попова [49], обрушение кровли первоначально происходит при величине пролета обнажения 15—18 м и далее, даже при оставлении крепи или небольших целиков руды, обрушение происходит регулярно через 10—12 м.

В заходках при размерах пролета 3 м образуется свод высотой 1,2—1,4 м, опирающийся одной пятой на крепь необрушенной соседней выработки, другой — на рудный целик (шахта № 26 рудника им. Максимова). На шахте № 20 при разработке пласта мощностью 2,5 м произошло обрушение кровли мощностью 12 м, состоящей из плотной глины. На шахте № 12 того же рудоуправления обрушение кровли происходило с образованием сводов высотой 3 м.

На основании ряда описанных и других наблюдаемых фактов можно считать, что беспорядочное обрушение кровли над выработанным пространством при отработке пласта мощностью до 2—2,5 м на значительной площади распространяется на

высоту не более 10—12 м. Выше происходит плавное опускание слоя, сопровождающееся появлением новых и раскрытием существующих трещин. Сдвигание поверхности начинается через 1,5—2 мес после отработки соответствующего участка рудного пласта и заканчивается через 10—12 мес. Угол сдвига составляет 60—70°.

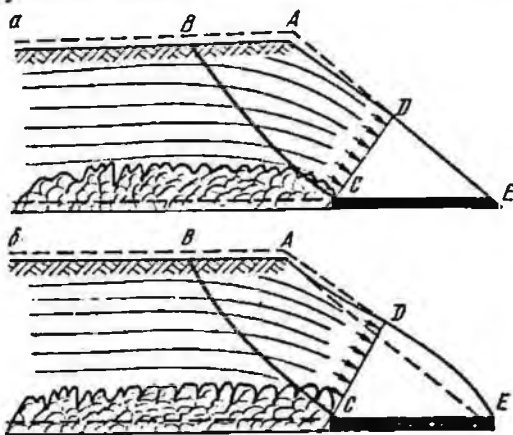


Рис. 23. Схема к определению условий устойчивости подрабатываемого откоса:
а — прямолинейного; б — выпуклого

В соответствии с этим по условию отсутствия обрушений на поверхности откоса минимальная мощность пород, отделяющих выработанное пространство от подрабатываемого борта, должна составлять по нормали к его откосу не менее 15—17 м. Это определяет минимальную ширину целиков, оставляемых у подошвы борта. Она зависит от крутизны откоса α_0 и при более пологих углах ширина целиков возрастает; при $\alpha_0 = 23^\circ$ она равна 45—50 м, а при $\alpha_0 = 20^\circ$ — 50—56 м. Для уменьшения размеров целиков более выгоден крутой угол откоса. Однако крутой угол не допустим по условиям устойчивости. Поэтому в данном случае целесообразен выпуклый откос с более значительной крутизной в нижней и менее значительной в верхней части. При общем угле откоса 24 — 26° угол откоса в его нижней части высотой 16—20 м может быть принят 28 — 30° , в верхней — 22 — 24° ; при такой форме откоса ширина целиков в устье штолен может быть уменьшена до 38—40 м.

Выпуклая форма откоса в рассматриваемом случае целесообразна и по другой причине. При такой форме откоса возрастает вертикальная нагрузка на целики, что увеличивает их сопротивление усилиям, направленным горизонтально или наклонно, развивающимся при образовании оползней в подработанных горными работами породах. Вместе с неподработанной толщей пород, слагающих нижнюю часть откоса, целики составляют призму упора, усиление которой улучшает условия устойчивости откоса (рис. 23). Произведенный расчет показывает, что подработка верхней части борта при оставлении целиков уменьшит угол откоса на $0^\circ 50'$ — $1^\circ 00'$. В известной мере это компенсирует ослабление горных пород, связанное с их деформацией и сдвижением.

Как указывалось выше, деформация массива при ведении подземных горных работ приводит к существенному изменению

прочностных характеристик пород. При отработке рудной залежи с обрушением кровли беспорядочное обрушение распространяется на 10—12 м. Вышележащие слои изгибаются частично без разрыва сплошности, частично с образованием трещин. Появление трещин приводит к снижению величины сцепления пород на 20—40%, а проникновение воды — к снижению угла внутреннего трения. В зоне обрушения глинистых пород сохраняется остаточное сцепление, равное 0,3—0,4 величины сцепления пород в нетронутом массиве. При смачивании обрушивающихся кусков пород угол внутреннего трения снижается в 1,5—2 раза; остаточное сцепление при давлении вышележащих пород несколько возрастает. Однако очистные горные работы первоначально будут производиться на значительном удалении от борта, затем в непосредственной близости от борта и к моменту, когда начнется подработка, массив пород будет полностью дренирован. Таким образом, обводнения обрушенных пород можно избежать, если вблизи подрабатываемого борта заделать трещины, образующиеся при обрушении и сдвигении поверхности, а также не допускать скопление воды в старых выработках. В этом случае снижение угла внутреннего трения практически не произойдет при подработке борта, а снижение устойчивости борта будет небольшим. По минимальным значениям величин сцепления были произведены расчеты коэффициента устойчивости борта траншеи до и после подработки.

На участках, где круглоцилиндрическая поверхность скольжения (рассчитанная по методу Г. Л. Фисенко) пересекает зону обрушения, величина сцепления принята равной 0,3, а угол внутреннего трения — 0,5 от соответствующих величин в массиве. На остальных подрабатываемых участках соответствующие значения приняты равными 0,6—0,8.

Таблица 16

Условия	Коэффициент устойчивости борта	
	прямолинейного	выпуклого
До подработки	2,02	2,12
После подработки:		
с учетом геометрического изменения конфигурации откоса	2,08	2,19
с учетом изменения прочности (без обводнения)	1,71	1,76
при условии обводнения зоны обрушения	1,35	1,39

Прочностные показатели пород в целике приняты по лабораторным испытаниям. В табл. 16 приведены конечные результаты расчетов, позволяющие сделать следующие выводы:

1. Изменение геометрической конфигурации борта за счет подработки с оставлением целиков под его нижней частью приводит к увеличению коэффициента устойчивости откоса на 3—3,5%.

2. Изменение показателей прочности приводит к значительному снижению коэффициента устойчивости массива в предельных случаях на 15—17% при отсутствии обводнения и на 33—34% при обводнении массива пород.

3. После подработки при предельном изменении показателей прочности, обусловленном разрушением и обводнением пород, коэффициент устойчивости откоса $\eta = 1,3 \div 1,4$, а при отсутствии обводнения $\eta = 1,7 \div 1,8$.

§ 6. Устойчивость откосов, деформирующихся под действием динамических нагрузок

Выше были рассмотрены условия устойчивости бортов карьеров подвергшихся подработке подземными горными работами.

В этом случае на породный массив действует постоянная длительная нагрузка от собственного веса. Ее изменения обусловлены лишь перераспределением вследствие развития деформаций и разрушений и происходят весьма медленно.

Однако возможно длительное действие кратковременных нагружений, возникающих при ведении вблизи борта карьера взрывных работ.

Такие работы проводятся либо для разрушения нижележащего массива крепких пород (на карьерах с мягкой вскрышей значительной мощности), либо непосредственно в массиве мягких пород для их технологического разрушения методом управляемого взрывного обрушения уступов.

В настоящем параграфе рассмотрены лишь принципиальные основы соответствующих задач устойчивости бортов карьеров и результаты экспериментов в производственных условиях.

При действии только динамической нагрузки сцепление и коэффициент внутреннего трения на 30—60% выше, чем соответствующие показатели тех же пород, действующих при статическом, долговременном нагружении. Это обстоятельство имеет существенное значение при определении условий устойчивости породного массива, на который действуют взрывные волны.

Как показывают экспериментальные исследования [18, 17, 47], от очага взрыва по мягким горным породам распространяется пластическая волна сжатия, затухающая по экспоненциальному закону.

При прохождении волны сжатия через i -й элементарный

участок поверхности скольжения может произойти мгновенное разрушение по этой поверхности:

$$\frac{(N_i + N'_i) \operatorname{tg} \varphi' + C' \Delta L}{T_i + T'_i} < 1, \quad (78)$$

где N_i и T_i — нормальные и касательные составляющие веса элементарных столбов пород на i -м участке поверхности скольжения; N'_i и T'_i — аналогичные нормальные и касательные составляющие динамической нагрузки (определенные для каждого участка с учетом закономерности затухания нагрузки); C' и φ' — сцепление и угол внутреннего трения при динамическом нагружении пород; ΔL — длина i -го участка поверхности скольжения.

После прохождения волны сжатия общее условие предельного равновесия массива пород, примыкающего к откосу, имеет следующий вид:

$$\frac{\operatorname{tg} \varphi \sum_{i=1}^n N_i + C \sum_{i=k}^m \Delta L}{\sum_{i=1}^n T_i} = 1, \quad (79)$$

где $\sum_{i=k}^n$ — сумма участков поверхностей скольжения, на которых не выполняется условие (78), т. е. разрушение по поверхности скольжения при прохождении волны сжатия не происходит.

В соответствии с уравнением (79) составляем формулу для определения коэффициента устойчивости η по конкретной кривой скольжения. Для этого η подставляется в правую часть вместо единицы.

Следует отметить принципиальное различие расчетов для двух упомянутых типов технологических задач. Расчеты устойчивости откоса, подвергающегося динамическому действию от производящихся вблизи взрывных работ, осуществляются из условий обязательного сохранения его устойчивости. Коэффициент устойчивости в правой части расчетного уравнения должен быть принят в этом случае равным 1,2—1,3. Расчеты условий технологического обрушения уступов при применении управляемого взрывного обрушения мягких пород производятся из противоположного требования об обязательном обрушении массива в момент взрыва или непосредственно после него. В этом случае аналогичные расчеты производятся при подстановке в правую часть коэффициента устойчивости, равного 0,7—0,8.

В то же время не должно произойти непредусмотренного технологией обрушения до производства взрывных работ, т. е.

проверочные расчеты устойчивости без учета взрывной нагрузки ведутся с подстановкой коэффициента устойчивости 1,2—1,3. Исходя из этих двух условий выводятся расчетные формулы для определения требуемой величины заряда и расстояния его заложения от подошвы обрушаемого уступа [17].

Аналогично вышеизложенному определяется устойчивость глубоких выемок (траншей), сложенных мягкими породами, образовавшихся при взрыве на выброс горизонтальных зарядов.

Рассмотрим откос взрывной выемки. Проведенные экспериментальные исследования показывают, что к откосу примыкает мощный слой уплотненных и деформированных пород с неоднородным изменением прочностных показателей.

Рассмотрим более подробно изменения свойств мягких пород, примыкающих к откосу выемки, полученной взрывом на выброс (рис. 24).

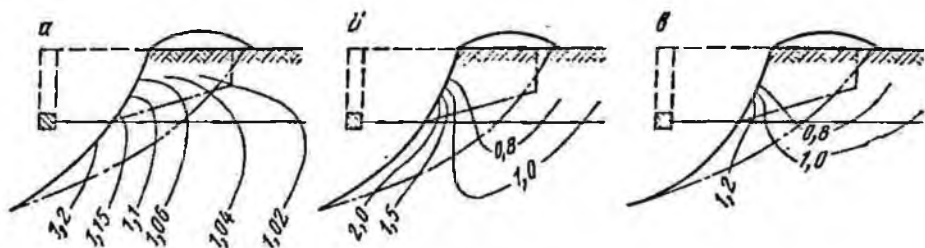


Рис. 24. Схемы изолиний:

а — плотности; б — сцепления; в — угла внутреннего трения в борту взрывной выемки

К нижней части откоса (ниже оси заряда) примыкает зона уплотненных пород. Уплотнение наиболее значительно непосредственно у откоса и постепенно затухает на расстоянии, равном 100—150 радиусов заряда при глубоком заложении последнего и 50—100 — при мелком заложении.

К верхней части откоса примыкает зона, где происходит разуплотнение породного массива. Аналогичным образом изменяются прочностные показатели пород. Непосредственно к нижней части выемки примыкает зона, в пределах которой уплотнение пород сопровождается повышением сцепления. Максимум возрастания сцепления (в 1,5—2 раза) достигается непосредственно у откоса выемки, отсутствие изменения сцепления — у внешней границы зоны. Почти аналогично, но менее значительно изменяется в этой зоне угол внутреннего трения.

Описанная зона распространяется в глубину массива по горизонтали на расстояние, составляющее 35—40 радиусов заряда в породах весовой влажностью до 12—14% и 40—45 радиусов — в более влажных породах.

Далее следует зона, где, несмотря на уплотнение пород, сцепление и угол внутреннего трения несколько снижаются.

Минимальные значения их составляют: сцепления — до 0,7, угла внутреннего трения — до 0,8 своих первоначальных величин (в центре зоны). Описанная зона распространяется до расстояния, составляющего около 120—130 радиусов заряда в сухих и 150—160 — во влажных породах. На еще более отдаленных расстояниях от выемки заметных изменений прочностных показателей нет.

К верхней части выемки примыкает зона, в которой уплотнение пород отсутствует, а прочностные показатели снижены. С учетом этих изменений свойств породного массива может быть произведен расчет устойчивости откоса (при скольжении по круглоцилиндрической поверхности). Для расчета строится поверхность скольжения, а на отсекаемой части массива по экспериментальным данным строятся изолинии изменений плотности, сцепления и угла внутреннего трения. Затем определяются средние показатели по участкам поверхности скольжения и по средним значениям плотности всех примыкающих столбов грунта. В качестве расчетной при этом используется формула (73). Величина P_i' определяется путем разбивки каждого i -го столба по высоте на k отдельных участков и путем расчета средней плотности пород γ_i по формуле

$$\gamma_i = \frac{1}{h_i} \sum_{j=1}^k \gamma_j \Delta h_j, \quad (80)$$

где h_i — высота i -го столба пород; Δh_j — высота каждого j -го элемента в этом столбе; γ_j — плотность пород j -го элемента.

Для расчета удобно графическое построение изолиний плотности и прочностных показателей (см. рис. 24). В связи с тем, что разупрочнение наиболее значительно в верхней части породного массива, наряду с построением круглоцилиндрической поверхности скольжения из нижней точки откоса необходимо вести расчет по такой же поверхности, построенной через верхнюю часть откоса, начинающуюся на глубине, примерно равной глубине заложения заряда. Для ориентировочных расчетов возможна замена круглоцилиндрической поверхности двумя плоскостями: наклонной, примыкающей к откосу, и вертикальной, отсекающей сползающую призму пород.

В этом случае формула для определения коэффициента устойчивости упрощается:

$$\eta = \frac{\cos \zeta \sum P_i' \operatorname{tg} \varphi_i + \sum C_i \Delta L_i}{\sin \zeta \sum P_i'}, \quad (81)$$

где ΔL_i — длина участка наклонной (под углом ζ к горизонту) прямой, ограничивающего i -й элементарный столб пород снизу; C_i и φ_i — соответственно сцепление и угол внутреннего трения деформированных пород на этом участке.

Величина P_i' рассчитывается с учетом формулы (80).

§ 7. Оседания и деформации бортов карьеров при подработке их бурошнековым способом

Бурошнековый способ разработки сводится к выбуриванию полезного ископаемого горизонтальными или наклонными скважинами большого диаметра из карьера или из специально пройденных подземных выработок. Наиболее широко этот способ распространен в США и ФРГ, где в работе находятся 300—400 бурошнековых машин, а удельный вес бурошнековой добычи угля достигает 6—8%.

В нашей стране бурошнековый способ ограниченно применялся в Кузнецком угольном бассейне, где проводились работы в бортах Граматейнских и Байдаевского карьеров, а также во Львовско-Волынском бассейне, при разработке угля в шахтах.

В Кузбассе данным способом разрабатывали пласты 29 А и 30 (в Байдаевском карьере) и Надбайкаимский-11 (в Граматейнских карьерах). Мощность пластов составляла от 2,2 до 3,7 м, угол падения — 5—10°, коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова 1—2. Выемка производилась слабонаклонными скважинами диаметром 0,915—0,92 м. Во Львовско-Волынском бассейне разрабатывался пласт мощностью до 1 м на глубине около 300 м.

В производственных условиях проведены были наблюдения за устойчивостью бурошнековых скважин и деформированием пород, слагающих кровлю пласта. Для уточнения полученных данных были исследованы деформации пород на моделях из эквивалентных материалов. В качестве эквивалентного материала была применена смесь из песка (94%), технического вазелина (3%) и дизельного масла (3%), обладающая рядом положительных качеств: однородность при укатке, высокие пластические свойства, удобство обработки. Прочность на сжатие смеси, определенная при испытании образца 4,5×4,5×5 см, составила около 0,2 кгс/см², плотность 1,5 г/см³. Прочность пород кровли в массиве составляла при аналогичных испытаниях около 36—45 кгс/см², плотность 1,7—1,8 г/см³. При моделировании масштаб модели был принят равным 200.

Было изготовлено несколько моделей с разным расстоянием между бурошнековыми скважинами и разными диаметрами скважин. Натурные наблюдения и исследования на моделях позволили установить качественный характер деформирования пород при бурошнековой разработке и некоторые количественные закономерности оседаний пород кровли и заполнения выработанного пространства.

Было определено, что при полном выбуривании пласта оседание пород происходит по существу так же, как и при сплошной выемке. Мало отличается от сплошной выемки и выемка, когда на значительной глубине (более 300—350 м) оставляются минимальных размеров целики (до 0,3—0,35 м в

самой узкой центральной части), однако величина оседания в этом случае меньше; так как в данном случае объем пустот несколько меньше, чем при сплошной выемке.

При увеличении межскважинных целиков выработанное пространство за счет оседания пород заполняется не полностью, а при достаточно больших расстояниях между скважинами оседание кровли вообще прекращается. Таким образом, могут быть выделены три случая:

а) полное заполнение выработанного пространства оседающими породами при малых размерах целиков и большом диаметре скважин;

б) частичное заполнение выработанного пространства при более значительных размерах целиков и меньших диаметрах скважин;

в) сохранение незаполненного выработанного пространства при больших целиках и малых диаметрах скважин.

Поскольку несущая способность целиков зависит от высоты столба покрывающих пород, при средней величине целиков и достаточно большой высоте борта можно выделить три зоны:

а) в нижней части борта (у устья скважин) выработанное пространство не заполняется и подрабатываемый откос остается недеформированным;

б) в средней части откоса выработанное пространство заполняется частично, вследствие чего оседание и деформация откоса невелики;

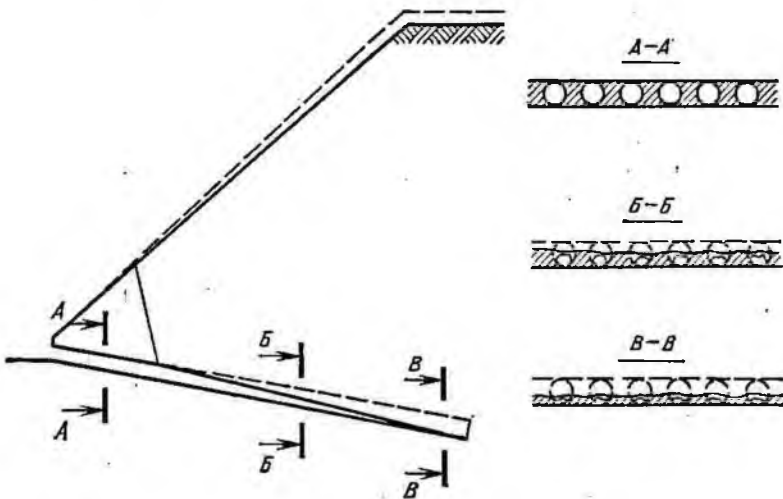


Рис. 25. Схема деформации пород при подработке борта карьера буровым способом

в) в верхней части откоса выработанное пространство заполняется полностью, вследствие чего оседание и деформация пород более значительны (рис. 25).

Таким образом, правильно подобранные параметры буровых работ позволяют подработать борт карьера без снижения коэффициента устойчивости, поскольку несколько уменьшается угол откоса, происходит дренаж массива и не деформируется массив в пределах призмы упора (с нижней части откоса).

Количественную оценку соотношения размеров целиков и скважин удобно производить с помощью коэффициента извлечения без учета потерь по мощности пласта n_s . Этот коэффициент определяется по диаметру скважин и ширине целиков l в наиболее узком месте (по линии, соединяющей оси скважин):

$$n_s = \frac{\pi d}{4(d+l)} \quad (82)$$

При работе двухшпindelной буровых машин, выходящей две скважины на близком расстоянии l_0 , коэффициент извлечения

$$n_s = \frac{\pi d}{2(2d+l+l_0)} \quad (83)$$

Вводим понятие об эквивалентной мощности пласта m_a , понимая под этим величину оседания пород непосредственной кровли и остаточную мощность $m_{ост}$, т. е. отнесенный к площади пласта объем выработанного пространства, которое остается незаполненным. Упомянутые величины связаны между собой зависимостью

$$m_a + m_{ост} = n_s m_B \quad (84)$$

где m_B — выемочная мощность пласта (без учета оставляемых у кровли и почвы пачек угля).

Для приближенных оценок величины $m_{ост}$ на основании имеющихся экспериментальных данных выведена эмпирическая формула, связывающая эту величину с коэффициентом n_s :

$$m_{ост} = \frac{Am_B}{B} \left[\exp \left(Bn_s - \frac{1}{2} B^2 n_s^2 \right) - 1 \right] \quad (85)$$

где A и B — коэффициенты, зависящие от свойств пород, диаметра скважин и глубины разработок.

Для пород угольных месторождений при

$$0,1 \leq n_s \leq 0,75 \quad (86)$$

коэффициент B принимаем равным

Глубина разработки, м	B
До 30	1,9—2,0
30—60	2,0—2,1
60—100	2,2—2,3
200	2,5—2,6

Коэффициент A в этих же пределах изменений коэффициента извлечения принимаем равным 1,2 при диаметре скважин 1,2—1,1 м и 1,3 при диаметре скважин 0,6—0,8 м.

Расчетные и измеренные величины оседаний кровли пласта, разрабатываемого бурошнековым способом, приведены в табл. 17.

Таблица 17

Мощность пласта, м	Диаметр скважины, м	Расстояние между скважинами, м	Коэффициент извлечения запасов		Расчетный коэффициент, A	Расчетное оседание при величинах коэффициента B , мм			Оседание (мм) при глубине выработки, м	
			общий	без учета потерь по мощности		2,0	2,2	2,5	60	>200
1,15	1,1	1,2	0,36	0,38	1,2	22	44	75	—	—
		0,8	0,43	0,45		73	104	151	75	116
		0,4	0,55	0,58		222	234	264	185	260
0,85	0,8	0,8	0,37	0,40	1,3	—	24	49	—	—
		0,5	0,46	0,49		54	80	137	—	50
		0,3	0,54	0,57		118	178	244	85	150
		1—0,05*	0,45	0,48		46	76	126	—	30
		0,5—0,05*	0,55	0,59		145	194	276	140	220
0,64	0,6	0,8	0,35	0,37	1,3	—	—	25	—	—
		0,5	0,40	0,43		4	27	55	—	—
		0,3	0,49	0,52		57	92	74	25	52

* Спаренные заряды.

ГЛАВА III

УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРОВ, СЛОЖЕННЫХ ТРЕЩИНОВАТЫМИ КРЕПКИМИ ПОРОДАМИ, ПРИ НАЛИЧИИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Обрушение пород, слагающих борты карьеров, при наличии подземных выработок

Массив крепких трещиноватых пород при ведении подземных горных работ может:

а) сохранять до определенного предела устойчивость (при условии накопления подземных пустот);

б) обрушаться с образованием отдельных воронкообразных провалов иногда значительной глубины;

в) деформироваться с частичным разрушением при сдвигении пород в «упорядоченной» форме.

В первом случае условия устойчивости борта карьера будут несколько изменяться по сравнению с обычными лишь при непосредственном приближении забоев отдельных уступов к подземным пустотам. В этом случае не возникает каких-либо специфических задач, связанных с изучением устойчивости породного массива.

При периодическом обрушении пород над отдельными выработками камерного типа необходимо определить условия, при которых происходят обрушения, и разработать инженерный метод оконтуривания наиболее вероятных участков обрушения с учетом отклоняющего действия карьера, обусловленного изменением напряженно-деформированного состояния породного массива у его борта.

В третьем случае задача определения условий устойчивости подрабатываемого борта, как и в мягких горных породах, сводится к учету изменений прочностных показателей и геометрической конфигурации борта.

Рассмотрим обрушение пород над отдельными выработками камерного типа вблизи борта карьера. Непосредственные наблюдения показывают, что при отработке участков мощных крутопадающих залежей ограниченной длины по простиранию или отработке залежей значительной длины отдельными камерами на поверхности могут происходить обрушения с образованием отдельных воронкообразных провалов.

При понижении горных работ после достижения глубины разработки, равной 1,3—1,4 длины залежи, процесс сдвигения перестает распространяться в сторону висячего бока. Границей деформирующегося породного массива является поверхность,

близкая к параболическому цилиндру, с поперечным сечением в форме параболического свода, нормальным к плоскости. висячего бока залежи, и образующими, параллельными линии наибольшего падения пород. На поверхности зона сдвижения также ограничена кривой, близкой к параболе. Дальнейшая отработка залежи на глубину вызывает лишь дальнейшее разрушение деформированного массива и перемещение обрушенных пород с опусканием дна провала.

Наиболее опасна отработка слепых, не выходящих под назоны залежей и апофиз, имеющих достаточную мощность, но ограниченную длину, а также участков резких раздувов пластообразных крутопадающих залежей. При отработке таких залежей на глубинах от 100 до 400—500 м в большинстве случаев процесс сдвижения не доходит до поверхности. Зона обрушения, возникающая над выработанным пространством, ограничивается сводом обрушения. Однако, как показывают наблюдения Криворожского опорного пункта ВНИМИ и других организаций, в ряде случаев в Кривбассе иногда через несколько месяцев и даже через несколько лет после отработки такой слепой залежи процесс обрушения доходил до земной поверхности, вызывая совершенно неожиданно возникновение воронкообразного локального провала. Так, в 1960 г. вблизи автодороги, проходящей у восточного борта карьера ЦГОКа, образовался локальный провал, близкий к круглой форме, глубиной до 30 м, диаметром 25—30 м. Причиной его образования послужила отработка за несколько месяцев до этого ограниченного безрудными включениями участка залежи № 8 шахты «Большевик» на глубине 400—500 м.

Как показал анализ известных случаев таких обрушений в Кривбассе, а также исследования методов моделирования, во всех случаях отработки на упомянутых глубинах залежей ограниченной длины по простиранию обрушения достигли земной поверхности после разрушения свода подземной пустоты в результате развития процесса сдвижения. Как правило, этот процесс вызывается разработкой нижележащей пластообразной залежи небольшой мощности (но значительной длины) или разработкой той же залежи, которая обусловила образование пустоты, но на нижних горизонтах, где она имеет более значительную длину, но меньшую мощность (рис. 26). Таким образом, обрушения при отработке залежи ограниченной длины в упомянутых случаях достигали земной поверхности при наложении процессов обрушения и «упорядоченного» сдвижения пород. Значительную опасность представляет накопление подземных пустот при отработке большого числа частично или полностью изолированных мощных залежей ограниченной длины. Большое количество пустот затрудняет, как правило, определение участков на земной поверхности; наиболее опасных по условию внезапного обрушения.

Следует отметить, что трудности определения опасных участков на поверхности обусловлены не только тем, что требуется произвести оценку устойчивости подземных пустот и выя-

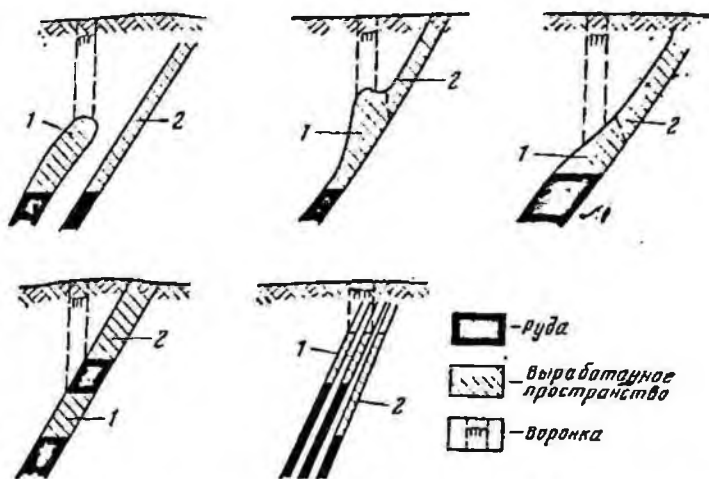


Рис. 26. Несколько типичных для Кривбасса условий образования воронок обрушения при наличии в каждом случае подземной камерной выработки (1) и разрушения породного массива за счет разработки нижележащей маломощной залежи значительных размеров в плане (2)

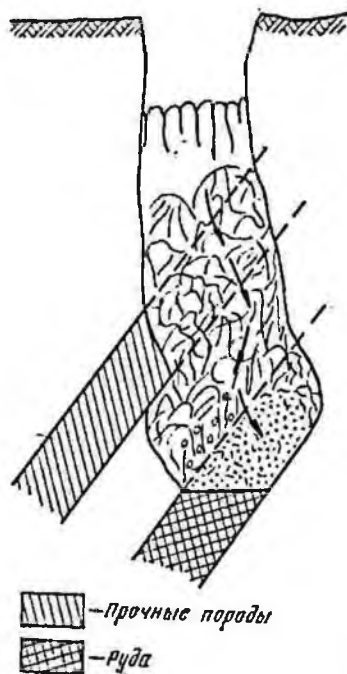


Рис. 27. Развитие свода обрушения: по падению слоев — в слабых породах и по нормали к слоистости — в прочных породах

вить наиболее опасные пустоты, но также и тем, что необходимо определить направление развития обрушения и угол отклонения его от вертикальной линии. Как показывают наблюдения в условиях Криворожского бассейна, при крутом падении слоев пород наблюдается общая закономерность отклонения направления разрушения пород от вертикали на $5-10^\circ$ в сторону висячего бока залежи. Однако в мощных слоях относительно слабых пород (сланцев) происходит отклонение в противоположную сторону. Обрушение этих пород по восставанию продолжается до образования предельного пролета и обрушения слоя вышележащих крепких пород, после чего вновь происходит отклонение оси обрушения к висячему боку (рис. 27).

Отклонение направления обрушения обусловлено также преобладающей трещиноватостью породного массива. В анизотропном породном мас-

сиве в зависимости от направления поверхностей ослабления по отношению к главному вектору напряжения и степени ослабления массива этими поверхностями может происходить как симметричное, так и несимметричное разрушения свода естественного равновесия. Симметричное разрушение происходит, если преобладающие поверхности ослабления пересекают направление главного вектора напряжений под большими углами и в момент, предшествующий разрушению, анизотропный массив находится в обычном предельном напряженном состоянии, характеризуемом условиями:

$$\max \{ |\tau| - (C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi) \} = 0 \quad (87)$$

$$\text{при } |\tau_\alpha| - (C_\alpha + \sigma_\alpha \operatorname{tg} \zeta) \leq 0,$$

где τ и σ_n — соответственно касательная и нормальная компоненты напряжения на произвольной площадке; τ_α и σ_α — соответствующие компоненты напряжений на площадке, совпадающей с поверхностью анизотропии; C и φ — сцепление и угол внутреннего трения пород; C_α и ζ — то же, по поверхностям анизотропии.

Несимметричное разрушение происходит при пересечении поверхностями ослабления направления главного вектора напряжения под острыми углами. В момент, предшествующий разрушению, массив над сводом находится в специальном предельном напряженном состоянии, характеризуемом следующими зависимостями:

$$|\tau_\alpha| - (C_\alpha + \sigma_\alpha \operatorname{tg} \zeta) = 0 \quad (88)$$

$$\text{при } \max \{ |\sigma| - (C + \sigma_n \operatorname{tg} \varphi) \} \leq 0.$$

В результате несимметричного разрушения свода воронка на поверхности образуется в стороне от проекции подземной пустоты.

Наибольшее практическое значение представляют случаи, когда участки возможного образования воронок на поверхности находятся у бортов глубоких карьеров. Наряду с указанными выше отклонениями, обусловленными строением породного массива, в этих случаях может произойти отклонение направления обрушения пород, обусловленное изменением распределения напряжений в породном массиве. Вследствие отклонения направления главного вектора напряжений вблизи борта карьера разрушение свода естественного равновесия происходит несимметрично, с отклонением во внешнюю (от карьера) сторону.

В изотропных однородных породах над одиночной камерой свод естественного равновесия образуется симметрично относительно большего главного вектора напряжения. Последний в обычном случае (вдали от карьера) направлен вертикально

вниз. При отклонении упомянутого вектора от вертикального направления, обусловленном влиянием борта карьера или другими причинами, естественно предположить, что обрушение пород сохранит свою симметрию относительно нового положения большего главного вектора напряжения. Это происходит, если больший главный вектор напряжения отклонен от вертикали не более чем на $\delta \leq 15 \div 20^\circ$. Угол наклона к горизонту двух симметричных площадок скольжения, сливающихся в дальнейшем в два семейства поверхностей скольжения, составит

$$\beta = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \pm \delta. \quad (89)$$

В характерных для рудных месторождений горных породах угол φ изменяется от 28 до 35° . В этом случае минимальный угол наклона к горизонту $\beta = 40 \text{--} 45^\circ$, будет происходить реализация образовавшихся поверхностей скольжения и симметричное обрушение пород. На рис. 28, а приведена схема напряженного состояния пород над камерной выработкой, над которой образовался свод естественного равновесия. Как видно из этой схемы, наиболее опасные блоки пород, околнуренные поверхностями скольжения (на схеме заштрихованы), возникают симметрично направлению большего главного вектора напряжения.

Приведенная схема не претерпевает принципиальных изменений, если ее повернуть

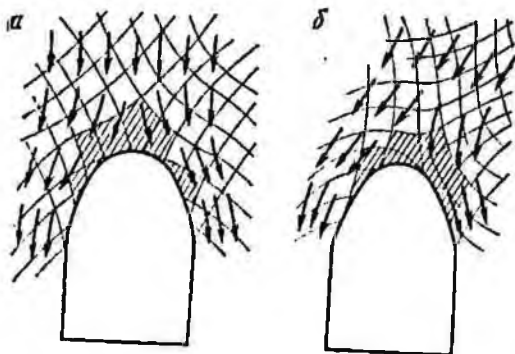


Рис. 28. Схемы поверхностей скольжения, образующихся над камерной выработкой: а — при вертикальном направлении большего главного вектора напряжения (показанного стрелками); б — при наклонном напряжении (вблизи борта карьера)

на угол до $15 \text{--} 20^\circ$, в соответствии с изменением направления большего главного вектора (рис. 28, б). В этом случае, как видно из схемы, наиболее опасные блоки смещаются в соответствии с новым направлением большего главного вектора напряжений. Обрушение этих блоков происходит так же, как и в предыдущем случае.

Для проверки этих положений были проведены экспериментальные исследования на моделях. В качестве эквивалентных материалов применялась вазелиновая смесь, состоявшая из 94% песка, 3% вазелинового масла и 3% дизельного топлива. На одной из моделей угольным порошком обозначались горизонтальные слои.

Камеры создавались путем выемки элемента нижнего слоя. При прекращении обрушения и образовании устойчивого свода естественного равновесия на срок более одних суток активизация процесса вызывалась некоторым расширением камеры на величину, составляющую от $1/10$ до $1/5$ ее первоначальной ширины.

На рис. 29 приведены схемы обрушения, полученные на двух моделях. Данные моделирования качественно подтвердили положение об отклонении направления обрушения пород вблизи борта карьера в соответствии с направлением отклонения большего главного вектора напряжения.

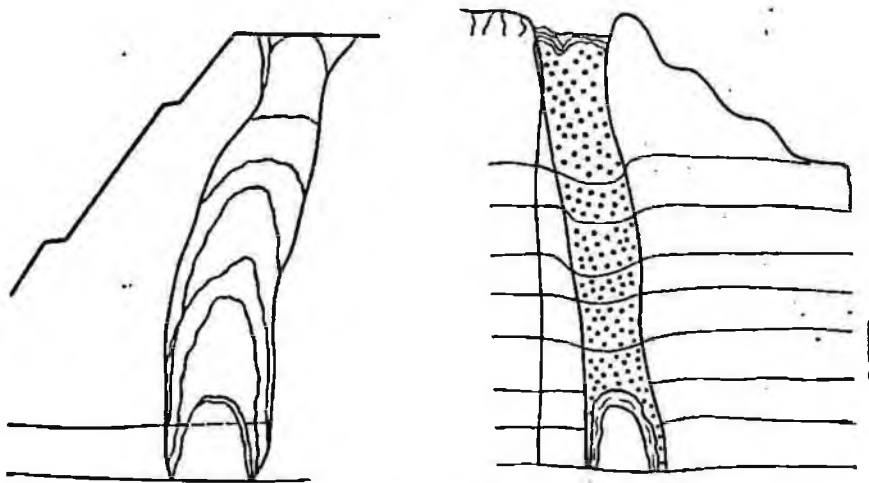


Рис. 29. Схемы обрушения пород вблизи борта карьера, полученные на двух моделях

Такие же отклонения наблюдались в нескольких случаях образования воронок вблизи бортов карьеров в натуральных условиях, в частности на Высокогорском руднике на Урале.

Поскольку развитие обрушения свода естественного равновесия происходит в направлении большего вектора напряжения, полученные выше закономерности позволяют определить положение воронки на поверхности при расположении подземной пустоты под бортом карьера. Практическое значение имеют случаи, когда пустота находится в зоне *АОВ* или *ВОС*, или ниже упомянутых зон, непосредственно под ними (см. рис. 10).

Для всех этих случаев можно определить положение изолинии большего главного вектора напряжения, проходящей через центр подземной выработки.

Для определения величины отклонения изолинии главного вектора напряжения в зоне влияния карьера воспользуемся анализом напряженного состояния В. В. Соколовского [63]. Этот анализ произведен для достаточно высокого борта, находящегося в предельном равновесии.

Исключим область упругого состояния пород, глубина которой от земной поверхности определяется по формуле (9). Примыкающий к борту карьера массив ниже этой глубины разделяется на три области. Непосредственно у борта, до линии *OB* (рис. 30), пересекающей откос у нижней границы зоны упругого состояния под углом $\varphi_1 = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}$, больший вектор напряжения почти неизменно наклонен к горизонту под углом α . В этой области одно семейство линий скольжения наклонено к горизонту под углами $\alpha + \varphi_1$, второе — под углом $\alpha - \varphi_1$.

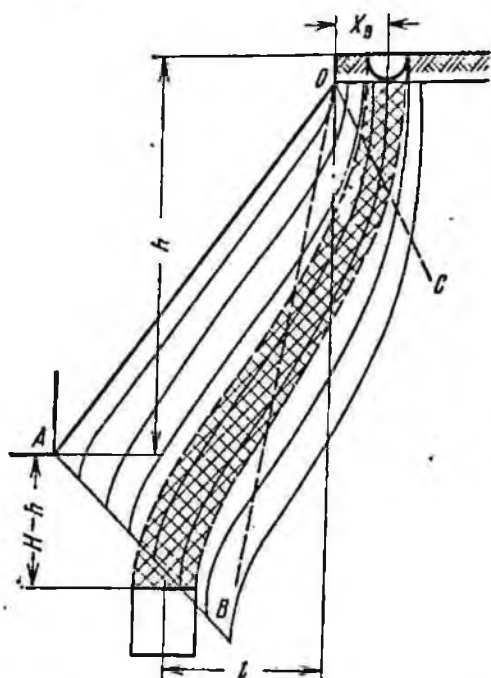


Рис. 30. Схема к расчету места образования воронки. Штриховкой показано наиболее вероятное направление обрушения пород

Во второй зоне *OBC* (см. рис. 30) одно семейство линий скольжения представляет пучок прямых, пересекающихся в точке *O*, а направление большего главного вектора напряжения и второе семейство линий скольжения пересекают эти прямые под углами φ_1 и $2\varphi_1$ и имеют вид логарифмических спиралей с уравнениями в полярной системе координат с центром в точке *O* и координатами r, ρ :

$$\begin{aligned} r &= Ke^{-\rho \operatorname{ctg} \varphi_1}; \\ r &= Ke^{-\rho \operatorname{ctg} 2\varphi_1}. \end{aligned} \quad (90)$$

За пределами указанных двух зон больший главный вектор напряжения имеет вертикальное направление, а линии скольжения наклонены под углом $\frac{\pi}{2} - \varphi_1$ к горизонту.

Исходя из этих положений выше (см. гл. II, § 2) была рассмотрена аналогичная задача при определении отклоняющего влияния карьера на сдвигание пород, протекающее в форме вязко-пластического течения.

По формулам (40) и (40') определено расстояние от бровки карьера до выхода к верхней границе зоны предельного напряженного состояния пород упомянутой изолинии. Формула (40) используется, если подземная камера находится в контуре *OBC*, и формула (40') — в контуре *OAB*. Если камера находится под этими зонами на глубине H , превышающей двойную глубину карьера $H > 2h$, то центр ее проектируется вверх по

вертикали до нижней границы одной из упомянутых зон, после чего расчет производится по тем же формулам (40).

Поскольку ранее было принято положение о развитии обрушения по направлению большего главного вектора напряжения, определенное по одной из формул (40) или (40'), расстояние от бровки карьера определяет наиболее вероятное положение воронки обрушения вблизи карьера (в изотропном породном массиве).

Рассмотрим два примера расчета по приведенной методике. Исходные данные для расчета приняты близкими для условий карьера Криворожского ЦГОКа.

Исходные данные и результаты расчета влияния карьера на место образования воронок приведены в табл. 18.

Таблица 18

Показатели	Пример	
	1-й	2-й
<i>Исходные данные</i>		
Глубина подземной пустоты H , м	300	200
Расстояние от центра проекции пустоты до бровки карьера l , м	+50	-50
Глубина карьера h , м	100	100
Предельная глубина влияния карьера ($2h$), м	200	200
Угол откоса борта α , градус	36	36
Угол φ_1 , градус	30	30
<i>Расчетные данные</i>		
Расстояние от бровки карьера, м:		
до точки наиболее вероятного положения воронки U	+27,3	+67
до границ участка, опасного по условиям образования воронок	+132	174

Направление наиболее вероятного положения воронки с учетом слоистости пород в обоих случаях произведено в соответствии с наблюдениями за отклонениями положения воронок в Криворожском бассейне на 5° в сторону висячего бока.

Если воронкообразный провал образовался не вблизи борта, а непосредственно в борту карьера, то он влияет на его устойчивость.

После образования воронкообразного провала непосредственно у борта карьера наиболее опасным является положение, когда упомянутый провал примыкает к нижней части борта. Менее значительные нарушения условий устойчивости происходят, когда провал возникает у верхней части борта.

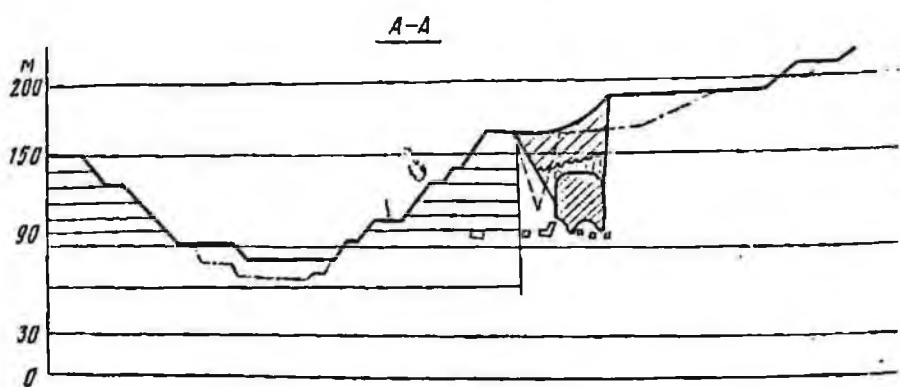
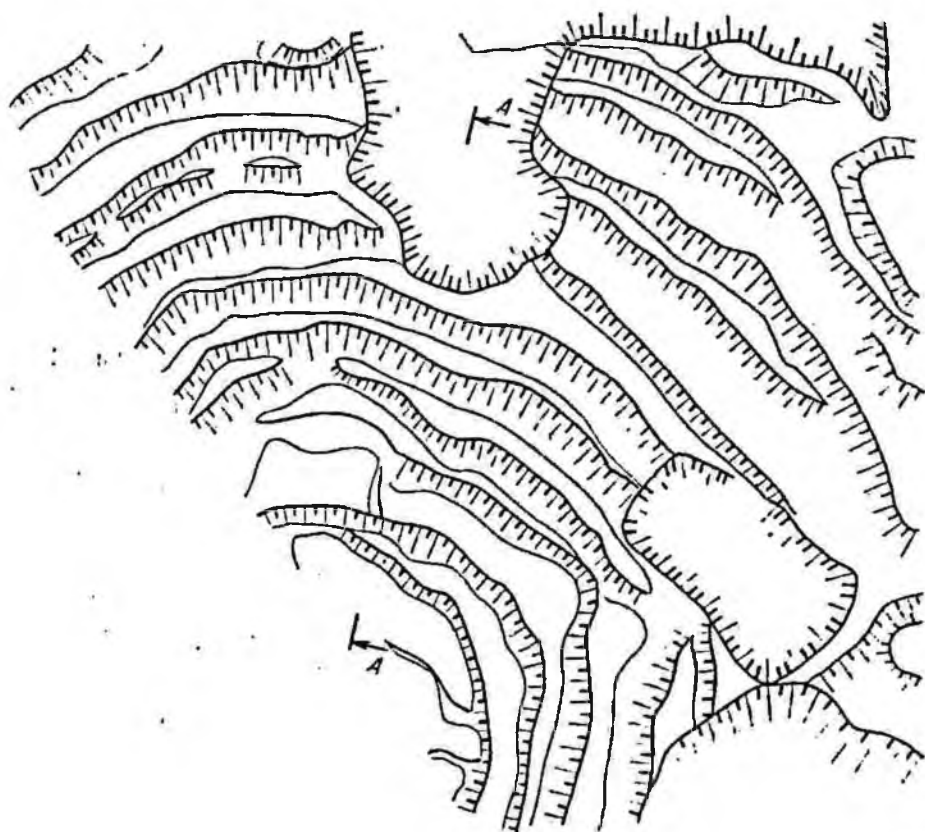


Рис. 31. Схемы образования воронок на одном из рудников Урала (план и разрез)

На рис. 31 приведена схема образования воронкообразного провала при подработке подземными горными работами Высокогорского железорудного карьера на Урале.

§ 2. Прочностные показатели трещиноватых пород в массиве, используемые при расчетах устойчивости

Обычно деформирование и разрушение подрабатываемого борта происходят с использованием имеющихся поверхностей ослабления (или по одной ярко выраженной поверхности ослабления) и частично — под углом к этим поверхностям. В этом случае для расчетов устойчивости необходимо определить следующие прочностные показатели коренных пород в массиве:

1. Угол трения по наиболее слабым поверхностям ослабления, в том числе по контактам слоев, которые могут иметь вид «зеркал скольжения».

2. Сцепление по тем же поверхностям («остаточное сцепление»).

3. Угол внутреннего трения в массиве при разрушении его под углом к наиболее развитым поверхностям ослабления (контактам слоев и поверхностям сланцеватости).

4. Сцепление пород в массиве (по направлениям, не совпадающим с направлением поверхностей ослабления).

5. Сцепление пород в массиве, частично разрушенном в результате подработки подземными горными работами.

Эти показатели используются при расчетах условий устойчивости бортов карьеров:

а) угол трения по наиболее слабому контакту и остаточное сцепление при определении соотношения сдвигающих и удерживающих сил на участке вероятной поверхности скольжения, где она проходит по упомянутому слабому контакту;

б) сцепление в массиве при определении соотношения тех же сил на других участках вероятной поверхности скольжения;

в) угол внутреннего трения и сцепления частично разрушенных (при подработке) пород при определении соотношения тех же сил на участках, где поверхность скольжения проходит в зонах подработки (угол внутреннего трения при подработке существенных изменений не претерпевает).

Наиболее значительно на результаты расчетов влияют ошибки при определении угла внутреннего трения пород по слабым контактам слоев.

Определение прочностных показателей крепких трещиноватых пород в массиве является сложной и пока не полностью решенной задачей. Если в мягких породах прочностные и деформационные показатели в образцах и массиве совпадают, то в крепких породах сцепление в массиве может быть в де-

сятки раз меньше, чем в образце. В связи с этим исследование прочностных показателей массивов пород, слагающих борты карьеров, подрабатываемых подземными работами, делится обычно на две части.

Первоначально производятся лабораторные прочностные испытания образцов пород, отобранных в карьере и подземных выработках, подрабатывающих его борты. Затем на основе изучения трещиноватости массивов пород и испытаний в натуральных условиях оцениваются прочностные показатели пород в массиве.

Лабораторные испытания образцов на прочность позволяют с достаточной точностью определять угол внутреннего трения пород, однако широко применяющиеся методы испытаний на сжатие для этой цели мало пригодны, более достоверные результаты дают испытания на срез, в частности испытания на срезном клиновом приборе. Приближенное определение угла трения по слабым контактам слоев возможно путем лабораторных испытаний на сдвиг по заданной поверхности скольжения, с разным соотношением срезающих и сжимающих усилий (даже если при отборе проб произошло разрушение образца по этой поверхности). Наиболее близкие к реальным, хотя и требующие корректировки, величины сцепления пород в массиве дают натурные испытания на сдвиг породных призм, частично отделенных от массива прорезными щелями. Методов определения «остаточного» сцепления по наиболее слабым контактам пока не существует, однако принципиально возможно определение этих величин способом натуральных испытаний при изготовлении прорезных щелей безударными методами.

В связи с тем, что массивы пород, слагающих подрабатываемые борты, испытывают знакопеременную нагрузку, значительное внимание при лабораторном исследовании прочностных показателей должно быть уделено временным факторам.

С учетом вышесказанного, рассмотрим методику испытаний пород, отбора и обработки проб, включающую упомянутые виды испытаний.

Рассмотрим метод изготовления и испытания образцов пород в бетонных оболочках. Предлагаемый метод применялся нами в 1954—1955 гг. для испытания трещиноватых слоистых пород Кривого Рога, позже А. П. Максимовым — для пород каменноугольных отложений.

Образец породы произвольной формы заключается в оболочку из высокопрочного бетона (изготавливаемого из цемента марки 500 или 400). По плоскости среза в бетонной оболочке имеется кольцевая щель, разделяющая ее на две отдельные части (рис. 32).

Для изготовления оболочки служит металлическая пресс-форма, состоящая из двух половин. Каждая из них заполняется тестообразным бетонным раствором, образец наполовину

утапливается в одну из половин и накрывается другой. Лишний раствор убирается, и через некоторое время (когда бетон начинает схватываться) делается кольцевая щель. Возможно изготовление щели и за счет укладываемой вместе с образцом картонной прокладки. После затвердения бетона образец готов к испытаниям на срезном или сдвиговом приборе. Преимуществами такого вида испытаний на срез по сравнению с обычными испытаниями образцов правильной геометрической формы со шлифованными гранями являются:

а) малая трудоемкость работ по изготовлению образцов, что позволяет значительно увеличить с теми же трудозатратами число испытаний;

б) возможность испытаний образцов слабых пород, разрушающихся при механической обработке;

в) отсутствие при испытаниях концентрации напряжений у верхней грани образца, имеющей место при обычных испытаниях на срез.

Полученные образцы испытывают на клиновом срезном приборе для определения угла внутреннего трения массива пород, а также для определения сцепления пород в куске. По результатам испытаний при разном соотношении сжимающих и срезающих усилий, определяемых углами наклона плоскости среза от 35° до 60° , строится паспорт прочности (оггибающая кругов Мора) породы. Минимальное число испытаний, позволяющее построить паспорт прочности, составляет 4—5, а с учетом двукратной повторяемости — 8—10. Рассланцованные породы целесообразно испытывать параллельно и нормально плоскостям слоистости, что удваивает требуемое число испытаний.

Рассмотрим метод испытаний на сдвиг (срез) образцов по плоскости ослабления. Для этого изготавливается специальное приспособление, создающее вертикальную (сжимающую) нагрузку на образец до $20\text{--}30$ кгс P_p и горизонтальную (срезающую) — до $50\text{--}60$ кгс P_t (рис. 33). Для этого можно приспособить стандартный срезной прибор Маслова—Лурье. Испытания позволяют определить угол трения по наиболее слабым поверхностям (вплоть до «зеркал скольжения»). Если перед испытанием образец распался по ослабленной поверхности на

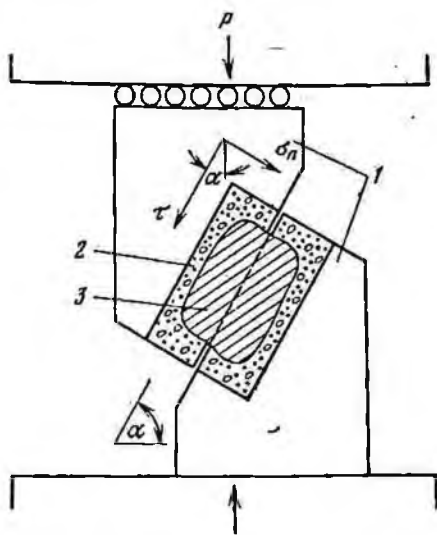


Рис. 32. Схема клинового срезного прибора (1) с образцом породы (3) в бетонной оболочке (2)

две части, он тщательно складывается и испытания производятся в обычном порядке.

Требуемый объем испытаний аналогичен предыдущему (без учета испытаний по нормали к поверхности ослабления).

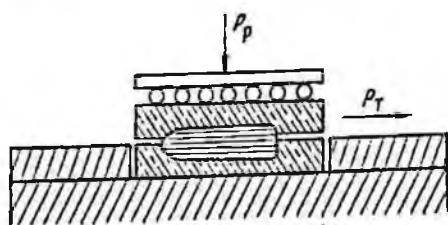


Рис. 33. Схема испытаний образца на срез с помощью прибора Масло-ва — Лурье

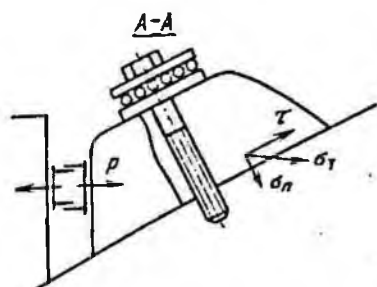
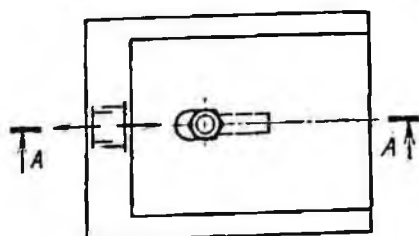


Рис. 34. Схема испытаний на срез пород в натуральных условиях



Рассмотрим методику определения сцепления пород в массиве путем натуральных исследований. Как отмечалось выше, наиболее близкие к натурным данные можно получить при испытаниях на сдвиг частично отделенных от массива породных призм (рис. 34). Наиболее целесообразной для многих случаев является несколько видоизмененная методика ВНИМИ (Всесоюзный научно-исследовательский маркшейдерский институт).

Суть этих изменений сводится к следующему.

Для избежания во время изготовления отрезных щелей разрушения испытываемой призмы пород в центре призмы бурится шпур, углубляемый ниже границы среза (плотность контакта) на 20—30 см. Верхняя часть призмы прикрепляется через этот шпур к нижней части металлическим анкером с клиновым замком, снимаемым непосредственно перед испытанием (см. рис. 34). В дальнейшем анкер используется для создания нормальных напряжений при испытаниях породных призм в натуральных условиях. На основе серий испытаний строится паспорт прочности породы в массиве, аналогично тому, как и для породы в куске. Шпур для анкера пробуривается в пределах испытываемой призмы с достаточно большим зазором равным 1—1,5 см. Между прикрепляемой к головке анкера пластиной и поверхностью породной призмы устанавливаются ролики (см. рис. 33) и гидравлическая подушка, создающая нагрузку. Испытания проводятся при разных соотношениях нормальных и сдвигающих напряжений.

Для более точного определения сцепления наиболее слабых пород и остаточного сцепления по слабым контактам используются приспособления для безударного изготовления отрезных щелей.

При испытаниях необходима тщательная фиксация пространственного положения слабых контактов и других плоскостей ослабления.

В качестве примера приводим результаты лабораторных прочностных испытаний пород карьера ЦГОКа и подрабатывающих его шахт рудника им. Коминтерна.

Испытания образцов на прочность в лабораторных условиях включали:

а) испытания на срез на срезном клиновом приборе для определения уравнений состояния и прочностных характеристик пород при разных соотношениях нормальных и касательных напряжений;

Таблица 19

Срез	Породы	Коэффициент вариации, %	Интервалы σ_d , кгс/см ²	Сцепление, кгс/см ²	Угол внутреннего трения, градус
Под углом слоистости	Хлоритовые сланцы гидратизированные	27,9	До 75	30	32
			75—100	36	29
			100—200	45	27
			Более 200	55	25
	Хлорито-серицитовые (аспидные) сланцы	13,4	До 150	100	36
			Более 150	110	35
Красковые (гидрогематито-хлоритовые) сланцы	—	До 150	55	36	
		Более 150	62	35	
Роговики	24,4	—	150	37	
		—	40	36	
Железные руды гидрогематитовые	—	—	—	—	—
		—	—	—	—
По слоистости	Хлоритовые сланцы гидратизированные	31,4	До 50	10	30
			50—75	15	26
	Хлорито-серицитовые (аспидные) сланцы	44,4	Более 75	20	22
			До 150	42	36
	Красковые (гидрогематито-хлоритовые) сланцы	29,5	Более 150	50	35
			До 150	50	36
Более 150	36	35			

б) исследование на срез со ступенчатыми замедленными нагружениями, аналогичными нагружениям при испытаниях на ползучесть, для определения зависимости условия предельного напряженного состояния и прочностных характеристик от временных факторов;

в) испытания на одноосное сжатие для установления предела прочности на сжатие, уточнения и проверки огибающей

кругов Мора, определения деформационных характеристик, модуля пропорциональности и коэффициента Пуассона исследуемых пород;

г) испытания на одноосное сжатие со смазкой торцов образцов с целью установления пределов прочности на растяжение;

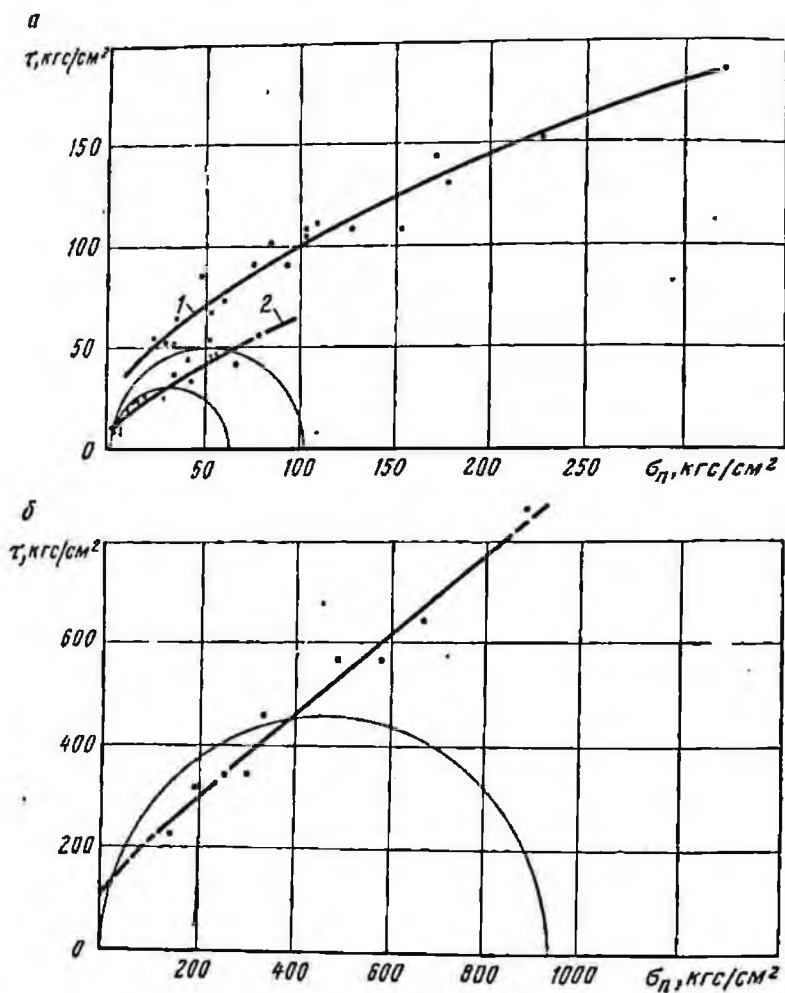


Рис. 35. Прочность на срез хлоритовых гидратизированных сланцев (а) и роговиков (б);

1 — под углом к слоистости; 2 — по слоистости

д) вспомогательные испытания по определению плотности, относительной твердости породообразующих минералов исследуемых пород и трения скольжения образцов по станине прессы.

Всего было испытано более 340 образцов. Применялись срезные приборы с углами среза 30, 45 и 60° и клинья для промежуточных значений углов среза. В табл. 19 приведены результаты испытаний образцов пяти пород, а на рис. 35 — по-

лученные по данным испытаний паспорта прочности двух пород.

При испытаниях на одноосное сжатие определялись предел прочности на одноосное сжатие, модуль пропорциональности и коэффициент Пуассона. При этом применялись образцы цилиндрической и, в нескольких случаях, прямоугольной формы со шлифованными торцовыми гранями. Отношение высоты образца к среднему линейному размеру основания составляло в большинстве случаев 1,5—1,7, в отдельных случаях допускалось снижение этого отношения от 1,3 до 1,4. Такой выбор отношения обосновывается возможностью образования двух полных пирамид разрушения. Всего было испытано 144 образца 14 пород с линейными размерами оснований 60—70 мм и 30—35 мм. Усредненные данные испытаний приведены в табл. 20.

Таблица 20

Породы	Временное сопротивление на сжатие, кгс/см ²			Модуль сжатия, кгс/см ² , 10—5	Коэффициент Пуассона
	при испытании без смазки торцов		при испытании со смазкой торцов парафином		
	разрушение под углом к слоистости	разрушение по слоистости			
Хлоритовые сланцы гидратизированные	105,4	60,8	—	1,2	0,25
Красковые (гидрогематито-хлоритовые) сланцы	372,9	239,0	—	—	—
Хлорито-серицитовые сланцы	702,9/942*	309,4	345	5,0	0,28
Амфиболо-биотитовые сланцы	1010/1100*	410	—	3,0	—
Тальковые сланцы	327,3	163,8	140	2,5	0,25
Роговики гидрогематитовые	1079,1/1352*	531,7	340,0	8,7	0,25
Джеспиллиты	957	—	—	—	—
Аркозовые песчаники	1596/1735*	—	—	9,1	0,20
Карбонато-актинолитовые сланцы	733,6/970*	—	—	—	—
Филлиты	850	—	—	—	—
Зеленокаменные породы	645/960*	256	—	5,9	0,19
Железные руды гидрогематитовые	158,2	—	—	—	—
Железные руды амфиболо-магнетито-карбонатные	1037	—	—	6,7	—
Железные руды амфиболо-магнетитовые	3217	210	—	—	—

* В знаменателе приведены значения сопротивления сжатию и число образцов, которые разрушались в форме поперечного хрупкого раскола.

Номер образца	Ступень									В момент разрушения		
	1			2			3			Напряжение, кгс/см ²		Деформация, мм
	Напряжение, кгс/см ²		Деформация, мм	Напряжение, кгс/см ²		Деформация, мм	Напряжение, кгс/см ²		Деформация, мм	σ_n	τ	
	σ_n	τ		σ_n	τ		σ_n	τ				

Хлоритовые сланцы гидратизированные, срез по слоистости

2	6,1	3,5	—	—	—	—	—	—	—	6,6	3,8	—
43	5,2	3,7	—	6,0	4,2	—	6,6	4,7	—	18,4	12,8	—
44	22,9	19,3	—	—	—	—	—	—	—	22,9	19,3	—
45	32,8	46,8	0,9	—	—	—	—	—	—	32,8	46,8	0,9
47	28,3	28,3	—	32,5	32,6	—	36,7	36,7	0,7	44,6	44,6	0,7
48	25,7	30,7	—	29,5	35,9	—	34,7	41,2	3	45,75	34,8	0,9
49	29,7	29,6	0,9	—	—	—	—	—	—	31,2	31,2	0,9

Хлоритовые сланцы гидратизированные, срез под углом к слоистости.

50	108,0	129,0	0,8	—	—	—	—	—	—	108	129	0,8
60	126,0	180	1,1	—	—	—	—	—	—	126	180	1,1
61	80,3	95,7	—	108,8	129,6	—	129,6	153,1	0,7	144,2	172	0,7
62	38,5	27,5	—	45,0	31,5	—	—	—	—	51,7	36,2	—
67	94,6	35,3	—	109,0	155,7	—	126,4	180,3	1,0	153	218	1,0
68	55,2	46,3	—	63,6	53,3	—	71,9	60,4	—	90,7	76,0	—
75	140	242,7	—	160	277	0,1	180,0	311,8	1,5	193,5	334,5	1,0
76	85,6	85,0	0,1	97,7	97,7	0,6	—	—	—	104	104	0,6
77	—	—	—	—	—	—	—	—	—	22,1	12,8	1,7
78	238,8	146,4	—	167,4	273,2	0,3	189,7	309,8	1,7	212,3	347,6	1,7
80	—	—	—	—	—	—	—	—	—	53,3	53,3	—
81	94,6	135,3	1,2	—	—	—	—	—	—	107,0	153,0	1,2
82	48,8	58,1	0,6	—	—	—	—	—	—	48,8	58,1	0,6

Гидрогематито-хлоритовые сланцы, срез по слоистости

102	57,3	48,2	—	65,1	54,6	—	72,6	61,0	0,2	89,0	76,4	0,3
126	—	—	—	—	—	—	—	—	—	49,3	35,0	—
127	135,0	161,0	—	164,4	196,1	0,2	182,0	217,0	0,7	182,0	217,0	0,7
128	48,8	28,2	—	—	—	—	—	—	—	48,8	28,2	0,7
129	84,8	84,8	—	94,0	94,0	—	113,0	113,0	0,3	132,8	132,8	0,3

Гидрогематито-хлоритовые сланцы, срез под углом к слоистости

108	71,0	41,0	—	79,3	45,8	0,2	—	—	—	79,3	45,8	0,2
105	73,6	51,6	—	85,9	60,3	—	98,2	68,9	0,1	113,0	79,6	0,4
104	—	—	—	—	—	—	—	—	—	116,2	97,6	—
132	218,0	311,0	0,1	252,3	361,0	0,7	—	—	—	271,8	388,8	0,7
133	205,5	245,0	—	237,6	283,2	0,4	—	—	—	250,8	298,7	0,4
134	155,6	155,6	0,5	—	—	—	—	—	—	161,8	161,8	0,5

При испытаниях на срез со ступенчатым нагружением применялись клиновые срезные приборы и образцы в бетонных оболочках с разрезом по плоскости среза. Нагружение производилось с остановками, что позволяло выдерживать образцы от 40 мин до 2 ч при напряжениях, составляющих 75—90% от разрушающих.

Первоначально устанавливался по ранее произведенным испытаниям одного-двух образцов той же породы предел прочности на срез при данных соотношениях касательных и нормальных напряжений (фиксированных углом среза срезного прибора). По этому пределу устанавливались интервалы остановки нагружений: первый — на уровне 73—75%, второй — 84—86% и третий 95—98% от разрушающих касательных напряжений.

Нагружение до первого интервала осуществлялось с обычной скоростью, при его достижении устанавливались постоянные (с колебаниями в 3—5%) напряжения в течение 40—45 мин.

Нагружение до второго интервала осуществлялось с обычной скоростью, при его достижении вновь устанавливался постоянный уровень напряжений на 40—45 мин.

Далее нагружение производилось обычным способом до разрушения образца.

На рис. 36 показана диаграмма напряжения деформации одного из образцов, в табл. 21 приведены результаты испытаний. Отметим, что принятая методика имела существенные недостатки. Вследствие неизбежного разброса значений фактическое временное сопротивление испытуемого образца весьма существенно отличалось от прогнозного, установленного на основании ранее проведенных испытаний двух-трех образцов.

Относительное отклонение фактического временного сопротивления от прогнозного достигало в ряде случаев 30—50%. Вследствие этого программа нагружения, разработанная по прогнозируемому временному сопротивлению, была не всегда удовлетворительной. Иногда либо происходило разрушение при достижении напряжений, соответствующих запланированной нагрузке, только для первой ступени,

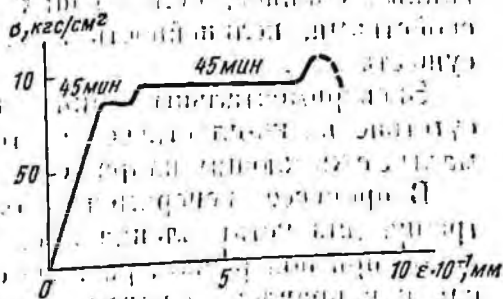


Рис. 36. Диаграмма напряжения — деформации при ступенчатом нагружении образца

либо на последней ступени напряжения были далеки от разрушающих. Видимые деформации при фиксированных длительное время напряжениях в последнем случае отсутствовали. В нескольких случаях разрушение образца произошло еще до

достижения запланированной первой ступени. Устранение этих недостатков требует значительного увеличения числа испытанных образцов. Лишь для одной из испытанных пород удалось установить количественные закономерности зависимости прочностных показателей от времени действия нагрузки.

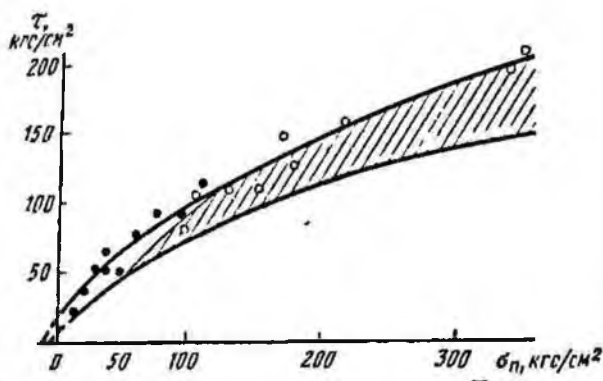


Рис. 37. Обобщенный паспорт прочности хлоритовых гидратизированных сланцев с областью вязко-пластического течения (заштрихована). Темные точки — разрушение в форме хрупкого отрыва, светлые — при наличии течения пород

При длительном действии касательных напряжений, составляющих не менее 75% от мгновенно разрушающих, отмечена незатухающая ползучесть породы. Это позволило построить по результатам испытаний дополненный учет времени действия нагрузки обобщенный паспорт прочности. По данным испытаний на графике нанесены огибающие кругов Мора, отвечающие пределам прочности при обычных, быстрых и замедленных нагружениях (рис. 37). У наиболее прочных трещиноватых пород (роговиков, хлорито-серпичитовых сланцев и т. д.) криволинейность огибающих в интервале испытаний практически незаметна и относительные изменения прочностных характеристик составляли не более чем 0,05—0,08. У хлоритовых гидратизированных сланцев, обладающих выраженными пластическими свойствами, нелинейность прочностных характеристик более существенна.

Экспериментальные данные позволили также установить отсутствие вязко-пластического течения вблизи оси ординат при малых сжимающих напряжениях.

В процессе экспериментов определяли также коэффициенты трения для установления влияния сопротивления на разрыв пород при поперечном расколе сжимающих образцов. Нормальная к направлению нагрузки компонента напряжения в точке, примыкающей к торцу образца, сжимаемого между пластинами пресса, равна

$$\sigma_2 = \mu' \sigma_1; \quad \mu' = \mu - k_{тр}, \quad (91)$$

где $k_{тр}$ — коэффициент трения образца по поверхности пресса; μ — коэффициент бокового давления пород.

При зарождении трещины поперечного раскола сжимаемого образца у его торца, разрывающее напряжение отвечает усло-

вию: $\sigma_2 = \sigma_p$, из которого, с учетом формул (91), можно определить сопротивление породы на разрыв σ_p при известном коэффициенте бокового давления и коэффициенте трения по поверхности пластины пресса. Последний определялся на установке, схема которой приведена на рис. 38. Боковое давление создавалось гидравлическим домкратом и измерялось индикатором давления. Величины сопротивлений пород на разрыв и некоторые промежуточные данные приведены в табл. 22.

У пород, разрушение которых в форме поперечного раскола не наблюдалось, определены нижние границы области возможных значений сопротивления на разрыв. Рассмотрим статическую обработку и анализ рассеяния результатов испытаний. Данные о коэффициенте вариации при испытании на сжатие образцов каждой литологической разности, а также отдельных совокупностей, сгруппированных по размерам образцов, по сериям испытаний и по характеру разрушения, приведены в табл. 23. Коэффициент вариации каждой группы определялся по формулам

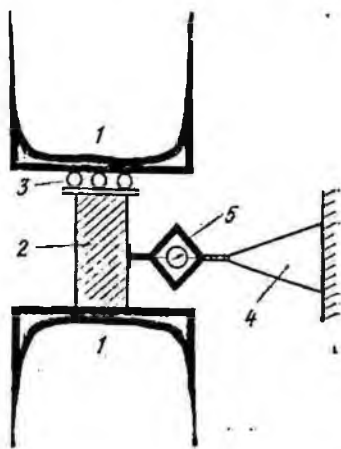


Рис. 38. Схема установки для определения коэффициента трения пород по пластине пресса:

1 — пресс; 2 — образец; 3 — ролики; 4 — гидравлический домкрат; 5 — индикатор давления.

$$K_s = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N n_i k_i; \quad K_i = 100 \sqrt{\frac{1}{n_i - 1} \sum_{m=i}^{n_i} \left(\frac{x_m}{x_i} - 1 \right)^2}, \quad (92)$$

где N и n_i — соответственно число образцов в генеральной совокупности (группе, включающей образцы данного размера или серии всех пород) и i -м вариационном ряде литологической разности; K_i — коэффициент вариации i -го вариационного ряда; x_m и x_i — результаты испытаний образца i -го вариационного ряда и средние результаты испытаний образцов того же ряда.

Коэффициенты вариации по каждой группе образцов трех размеров в целом, а также по каждой группе образцов с одинаковой формой разрушения, хотя различаются между собой, но при достаточно большом числе образцов в группе составляют не более 0,14—0,28. Это свидетельствует о том, что рассеяние устойчиво при достаточном количестве образцов. Из всех испытываемых пород наибольшее рассеяние отмечалось у кристаллических сланцев. В более однородных роговиках и других породах и в сланцах, проявляющих пластические свой-

ства, оно несколько ниже. При разрушении по слоистости рассеяние более значительно, чем в других случаях.

При испытаниях хрупких пород на одноосное сжатие разрушение происходит либо в форме хрупкого поперечного рас-

Таблица 22.

Породы	Коэффициент трения	Нормальные сжимающие напряжения при расколе, кгс/см ²	Коэффициент бокового давления	Коэффициент бокового давления с учетом трения	Временное сопротивление разрыву, кгс/см ²
<i>Испытания со смазкой торцов парафином</i>					
Хлорито-серпичитовые сланцы	0,17	345	0,30	0,13	45
Тальковые сланцы	0,13	140	0,33	0,20	28
Роговики	0,17	340	0,33	0,16	54,6
Аркозовые песчаники	0,19	633	0,25	0,06	38
<i>Испытания без смазки торцов парафином</i>					
Хлорито-серпичитовые сланцы	0,27	967	0,30	0,03	29
Тальковые сланцы	0,25	327	0,33	0,07	23,26
Роговики	0,30	1350	0,33	0,03	40
Аркозовые песчаники	0,31	1600	0,25	0	—
Хлоритовые сланцы гидратизированные	0,24	105	0,33	0,09	10

кола, либо в форме сдвига, с образованием конусов разрушения. В первом случае временное сопротивление каждого образца сжатию зависит от прочности слагающей его породы при действии нормальных растягивающих напряжений (сопротивление разрыву), во втором — от прочности при действии касательных напряжений (сопротивление сдвигу); наличие двух механизмов разрушения еще более увеличивает рассеяние значений испытаний. Для каждой из форм разрушения коэффициент вариации ниже, чем в целом по генеральной совокупности, на 2—3%.

При обеих формах разрушения имеет значение трение между торцами образца и пластинами пресса. Коэффициент внешнего трения у различных пород колеблется в широких пределах — от 0,2 до 0,3. Он также зависит от величины нормального давления, увеличиваясь с его возрастанием. При испытаниях образцов со смазкой торцов парафином, когда роль внешнего трения снижается, рассеяние результатов испытаний менее значительно, чем при испытаниях без смазки. Это свидетельствует о том, что рассеяние значений прочностных харак-

теристик образцов в значительной мере зависит от контактных условий, изменчивость которых более значительна, чем изменчивость инвариантных прочностных характеристик пород. Если экстраполировать значения коэффициента вариации, полученные при испытаниях в идеальных (не существующих в природе) условиях полного отсутствия трения между пластиной пресса и торцом образца, то при таких испытаниях коэффициент вариации будет снижаться до 0,10—0,15.

Величина рассеяния, мерой которой служит коэффициент вариации, несколько снижается при возрастании размеров исследуемых образцов. При сравнительно небольшом увеличении линейных размеров образцов (примерно в два раза) коэффициент рассеяния уменьшается примерно на $\frac{1}{7}$ своего значения при разрушении по монолиту от 20,6 до 17,7%.

При разрушении по слоистости отмечалась противоположная закономерность: коэффициент вариации при тех же условиях увеличился в 1,3 раза. Такие результаты испытаний закономерны, если учесть схему разрушения образца по слоистости. Прочность определяет одна, наиболее слабая поверхность, и при увеличении размеров образцов происходит существенное снижение временного сопротивления одних при сохранении прочности других. Это явление аналогично возрастанию коэффициентов вариации с увеличением размеров образцов хрупких материалов, испытываемых на разрыв, и хорошо описывается теорией хрупкого разрушения «слабого звена».

В то же время при возрастании размеров образцов, разрушающихся по монолиту, отдельные местные дефекты строения оказывают все меньшее влияние. В связи с этим прочность на сжатие, являющаяся интегральным показателем, становится более стабильной.

Исследования показали, что даже в образцах небольших размеров прочность в существенной мере зависит от неоднородности и анизотропии пород. При увеличении размеров образцов отмечалось некоторое снижение предела прочности, что говорит о влиянии неоднородности на прочность образцов, возрастающем с увеличением размеров последних. Пределы прочности пород, полученные при испытании образцов разных размеров, приведены в табл. 24.

По поверхностям анизотропии временное сопротивление на одноосное сжатие составляет у наиболее прочных пород (роговиков, зеленокаменных пород, кристаллических сланцев) 0,4—0,49, а у пород, проявляющих пластические свойства (хлоритовых и красковых сланцев), — 0,57—0,65 временного сопротивления на сжатие в других направлениях.

Полученные данные следует учитывать при теоретических решениях задач механики породного массива, в частности задач устойчивости и сдвига горных пород. Рассеяние прочностных и деформационных показателей вынуждает использо-

вать наряду с детерминистическими формулами механики сплошной среды также методы и формулы теории вероятности и математической статистики.

Таблица 24

Породы	Число испытанных образцов с линейным размером		Средний предел прочности испытанных образцов, кгс/см ²		Относительные отклонения от общего среднего значения	
	больше 36 мм	до 36 мм	больше 36 мм	до 36 мм	больше 36 мм	до 36 мм
Хлорито-серпичитовые сланцы	10	12	695,7	709,0	-1,03	+0,8
Тальковые сланцы	14	1	332,8	340,0	-0,15	+2,1
Хлоритовые сланцы гидратизированные	1	4	85,0	110,5	-19,5	+4,8
Роговики	4	5	910,5	1214,0	-15,6	+12,5
Железные руды амфиболо-магнетитовые	2	8	1030,0	1038,8	-0,68	+0,17
Железные руды карбонатные	2	1	2700,0	4250,0	-16,1	+32,2

Взамен числовых значений и функциональных зависимостей, характеризующих прочностные и деформационные свойства горных пород, следует определять с заданной вероятностью доверительные пределы этих величин и зависимостей. В общем случае, с учетом этих положений, задачи механики горных пород следует разделить на два основных типа. К первому типу относятся задачи, в которых определяются с заданной вероятностью (например, 99 или 99,9%) условия обязательного разрушения породного массива. В этом случае расчеты ведутся по детерминистическим формулам, где в качестве расчетных подставляются показатели, отвечающие верхней границе доверительных интервалов, определенных с упомянутой заданной вероятностью.

Рассматриваемые задачи устойчивости породного массива относятся ко второму типу. При этом определяются условия неразрушимости пород, вследствие чего используются показатели, отвечающие нижним границам доверительных интервалов.

§ 3. Трещиноватость пород и ее влияние на прочность и устойчивость массива

Существенной особенностью массива горных пород, как было отмечено выше, является неоднородность (зернистость) строения. В массиве коренных пород существует, как правило, макрозернистость или блочность, т. е. разделение массива трещинами на структурные блоки, а также зернистость в обыч-

ном понятии, создающаяся зернами порообразующих минералов. У мягких горных пород, а также у пластичных полускальных пород наблюдается только второй тип зернистости.

Блочность строения, зернистость и трещиноватость имеют большое практическое значение при изучении деформации формоизменения и условий прочности массива — основных показателей, определяющих устойчивость и процесс сдвижения. С учетом этого были исследованы строение и механические свойства неоднородного массива скальных пород рудников Кривого Рога. Здесь встречаются трещины трех типов — разрыва, скола и расслоения. Трещины разрыва образовались по нормали к растягивающим тектоническим напряжениям, главным образом в замках и на крыльях складок, в хрупких породах, переслаивающихся с пластическими. Перемещение по этим трещинам не происходило, поэтому поверхность их неровная. Длина трещин разрыва невелика (редко превышает 1—2 м), раскрытие составляет 1—1,5 мм.

Трещины, имеющие незначительную длину и величину раскрытия, называют грубым кливажом растяжения.

Более значительное распространение и значение при деформировании массива имеют трещины скола (трещины отдельности). В основном эти трещины вместе с трещинами расслоения оконтуривают структурные породные блоки, придающие массиву блочность строения. Трещины скола возникли под острым углом к направлению действия тектонических напряжений в форме двух сопряженных систем поверхностей. Как правило, из двух сопряженных систем трещин скола, отвечающих одной системе тектонических напряжений, одна развита значительно сильнее. Трещины скола не имеют раскрытия. Длина отдельной трещины редко достигает нескольких метров. Поверхность трещин неровная, иногда имеются следы незначительного сглаживания (при смещении пород).

Параллельно сравнительно крупным трещинам скола расположены более мелкие трещинки — кливаж.

Наиболее многочисленными являются трещины расслоения, параллельные контактам слоев пород. Их образование связано со складчатостью и происходило при слоевых передвижках. При переслаивании хрупких пород с пластичными трещины расслоения развиты слабо, так как, в этом случае поверхностями анизотропии, по которым происходили передвижки, являются прослойки пластичных пород.

Поверхность трещин расслоения, как правило, сглажена несколько более, чем других трещин. Гладкие поверхности ослабления (зеркала скольжения) встречаются редко, лишь вблизи крупных тектонических нарушений. Часто трещины расслоения проходят по контактам слоев пород. Параллельные контактам слоев пород также поверхности сланцеватости (наслоения). Эти поверхности, как и тонкий кливаж течения, не

являются трещинами; как например грубый кливаж. Анизотропию тонкого кливажа создает расположение чешуек слюды. Оценка густоты трещин может быть произведена с помощью коэффициента трещиноватости, равного числу трещин всех видов в 1 м^3 породного массива (объемный коэффициент) или на площади 1 м^2 обнажения. Для учета развития трещин с различным пространственным положением служат различные сетки и диаграмма. На диаграмме каждая трещина наносится в виде точки. На полярных сетках каждая трещина наносится в равна азимуту линии простирания трещины, вторая — углу падения. Диаграмма характеризует неоднородность и анизотропию породного массива.

Трещиноватость, являясь функцией многих наслаивающихся с течением времени тектонических процессов, характеризуется весьма значительной изменчивостью в пространстве. В связи с этим при изучении крупномасштабных процессов деформирования, распространяющихся в значительном объеме породного массива, целесообразно рассматривать статические усредненные данные о развитии трещин в той или иной системе в целом. В случае, если имеются отдельные, особенно крупные трещины, этот метод недостаточен.

Перед началом исследования трещиноватости статистическим методом было установлено, что на рассматриваемых участках весьма крупных трещин и больших тектонических нарушений нет; ослабление массива по большинству трещин определяется величинами одного порядка. Затем выборочно на отдельных участках обнажений пород — в горных выработках измерялись угол падения и азимут линии простирания всех наблюдаемых трещин. По этим данным строились круговые диаграммы и определялись средние линейные размеры структурных породных блоков.

Для пород карьера ЦГОКа и рудника им. Коминтерна замеры характеризуются стабильностью, что позволяет использовать их в дальнейшем для количественных расчетов. На других рудниках определена качественная и частично количественная характеристика распределения трещин в массиве пород. Установлено, что хотя трещиноватость породного массива и проявляется в виде нескольких систем трещин (от 4 до 9), но рассеяние элементов пространственного залегания отдельных трещин каждой системы довольно значительно. Вследствие этого форма разделяемых трещинами структурных блоков этого форма разнообразна, а величина их колеблется в широких пределах — от 2—4 до 20—30 и даже 40 см. Анизотропию породного массива создают трещины расслоения, развитые значительно больше остальных трещин.

В табл. 25 приведены характеристики систем складчатости и микроскладчатости и трещин скола в породах карьера ЦГОКа и рудника им. Коминтерна, в табл. 26 — данные о ко-

эффиценте трещиноватости и размерах структурных блоков в породах трех рудников. На рис. 39 показана полярная диаграмма трещиноватости пород (затушована область, где трещины наиболее опасны по условию разрушения слонстого борта).

Таблица 25

Системы складчатости		Системы трещин скола				
Наименование	Распространение	Азимут линий падения, градус	Угол падения, градус	В плоскости разреза по кварцшлагам		Распространение
				направление	угол падения, градус	
Поперечное	Очень большое	40—80	55—85	Обратно падению пород	23—73	Очень большое
		210—250	78—89	Согласно падению пород	70—89	Среднее
То же	То же	110—150	60—88	Обратно падению пород	41—88	Очень большое
»	»	340—360	80—85	Согласно падению пород	79—84	Среднее
»	Среднее	20—40	60—85	Обратно падению пород	59—85	То же
Продольно изоклиальная	Небольшое	150—180	55—80	То же	54—80	Небольшое
		100—120	44—62	»		
		80—100	55—67	»	55—67	То же

Результаты исследования использованы для определения прочностных показателей трещиноватого породного массива.

На прочностные показатели массива пород значительно влияет не только их трещиноватость. Последние в существенной мере определяются и мелкими поверхностями ослабления — кливажом, пересекающими не только породный массив, но и каждый образец, подготовленный для прочностных испытаний. Как видно из данных, приведенных выше, поверхности ослабления определяют рассеяние результатов лабораторных прочностных испытаний образцов. Из результатов испытаний также следует, что с увеличением размеров образцов предел прочности и прочностные показатели пород снижаются. Дальнейшее возрастание размеров образцов, а затем переход от образцов к массиву горных пород приводят к еще более значительному снижению пределов прочности и прочностных показателей. Это находит подтверждение в технической литературе. М. М. Протодьяконов (старший) и другие исследователи наделяют трещиноватый породный массив свойствами сыпучей среды, считая, что при развитии деформаций в больших объемах (при ведении открытых или подземных горных работ) сопротивление

Таблица 26

Породы	Коэффициент трещиноватости	Линейные размеры структурного блока*, см
Рудник им. Коминтерна шахты «Октябрьская»		
Хлоритовые сланцы в лежащем боку основных залежей: в центре шахтного поля	140—1060	0,1—2
на флангах	120—70	<u>1,5—4*</u> 4—9
Роговики	82	4—12
Железистые роговики	45	4—12
Сланцы хлорито-серицитовые (3—4-й сланцевые горизонты)	75—80	<u>1—4</u> 4—8
Железистые роговики	65—70 118	4—9 1—4
Сланцы хлорито-аспидные	60	<u>2—5</u> 3—9
Филлиты	40	<u>4—8</u> 10—20
Аркозовые песчаники	12	20—50
Железистые роговики	50—60	3—8
Роговики	95 60	2—6 4—8
Рудник им. XX партсъезда		
Железистые роговики	20	5—25
Джеспиллиты, роговики	70	<u>4—5</u> 15—20
Сланцы, пересланяющиеся с роговиками (5-й сланцевый горизонт)	20	<u>5—6</u> 20—40
Сланцы кварцево-хлоритовые	85—90	<u>1—4</u> 5—12
Рудник им. Орджоникидзе		
Железистые роговики	75—80	2,56
Железистые джеспиллиты и роговики	30—35 45—50	4—15 4—10
Сланцы кварцево-хлоритовые	20—25	<u>4—6</u> 10—30

Породы	Коэффициент трещиноватости	Линейные размеры структурного блока*, см
--------	----------------------------	--

Рудник им. Ильича (шахта им. Ваялко)

Железистые роговики	55	2—4
		8—20
Кварциты (верхняя свята)	17	15—35

* Для пород с выраженной анизотропией: в числителе — между поверхностями, в знаменателе — в других направлениях.

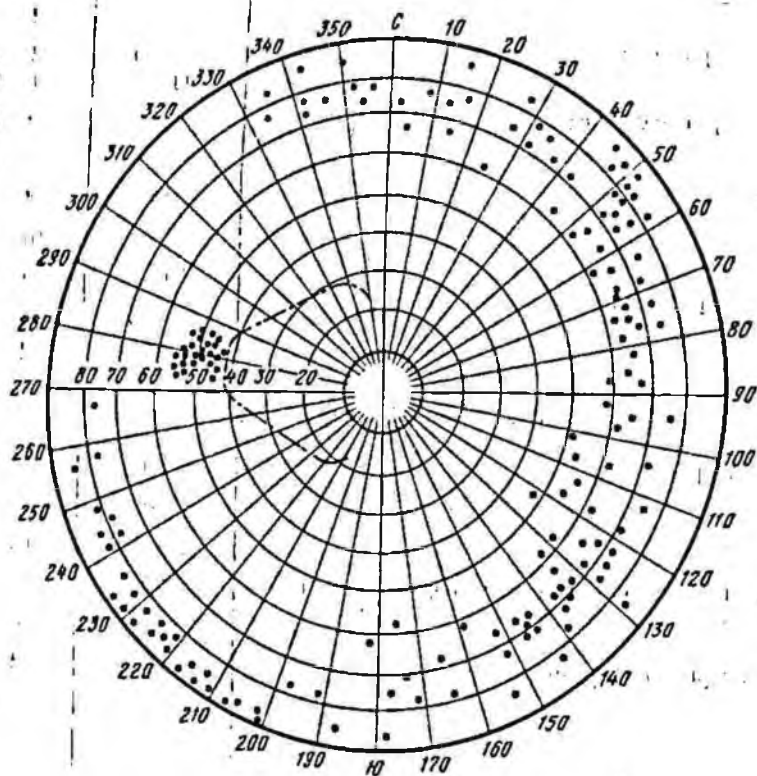


Рис. 39. Диаграмма трещиноватости пород на участке лежачего бока залежей рудника им. Коминтерна

массива разрывающим усилиям незначительно, а сопротивление сдвигающим усилиям значительно уменьшено по сравнению с сопротивлением слагающих его пород в образцах. Следует отметить, что рассеяние определенных экспериментально-прочностных показателей присуще не только горным породам,

но и другим: хрупким, трещиноватым, материалам, сложного строения: бетону, металлокерамике и т. п.

Разработанные для хрупких конструктивных материалов и приемлемые для горных пород теории прочности, известные под названием теорий «слабого звена», основаны на следующих предположениях:

1) источником разрушения служат микротрещины (зародыши трещин), не изменяющиеся до начала разрушения образца;

2) одной трещины достаточно для разрушения образца любых размеров;

3) каждой трещине соответствует свой уровень критических (разрушающих) напряжений, при котором начинается ее интенсивный рост;

4) каждому виду материала соответствует своя статистическая функция распределения критических напряжений.

Из этих теорий следует, что вероятность разрушения с увеличением размеров образца при данных напряжениях увеличивается, так как предел прочности материала должен уменьшаться с увеличением размеров образцов.

В образцах слабым звеном являются поверхности сланцеватости и кливажа, в массиве пород — трещины и плоскости напластования.

Прочностные теории «слабого звена» подтверждают полученные экспериментально качественные выводы об изменении прочности пород в массиве по отношению к прочности в образцах. Однако они пока не могут служить основой для разработки инженерных методов определения прочностных показателей пород в массиве. В то же время такие методы необходимы, так как применение теоретических исследований и расчетов при изучении процесса сдвижения горных пород и устойчивости бортов карьеров имеет смысл лишь в случае, если существует возможность получать количественные расчетные данные. Исходными данными для таких расчетов служат прочностные показатели породного массива.

Рассматривая характер деформирования породного массива при сдвижении горных пород, следует выделить два принципиально различных случая. При сдвижении и разрушении пород непосредственно по плоскостям напластования или другим поверхностям ослабления, имеющим достаточно большую протяженность по падению и простиранию, прочностные показатели, определяющие сопротивление массива, практически не зависят от масштаба рассматриваемого процесса. Прочностные показатели могут быть определены в лабораторных условиях путем испытаний образцов на сдвиг по естественной или искусственно созданной поверхности ослабления и в натуральных условиях путем испытаний с применением гидроподушек и других устройств, позволяющих создавать фиксированные нагрузки на не полностью отделенные от массива породные блоки.

Более сложно решить эту задачу, когда сдвигание пород происходит под углом к преобладающим в массиве поверхностям ослабления, а каждая из этих поверхностей имеет ограниченные размеры. В таких случаях происходят вращение и передвижка структурных породных блоков и раскрытие разделяющих их трещин. Деформирование вследствие этого сопровождается разрыхлением и увеличением объема породного массива [31]. Наблюдения, проведенные в выработках верхних горизонтов рудника им. Коминтерна (в лежащем боку залежи), а также наблюдения через скважины, пробуренные с поверхности на участке карьера ЦГОКа, подтверждают справедливость этой схемы деформирования. При таком развитии процесса прочностные показатели, определяющие сопротивление породного массива или, точнее, один из них — сцепление, изменяется с изменением масштаба деформирующего участка массива. Линейный размер L , характеризующий распространение рассматриваемого процесса деформирования, зависит от характера нагружения породного массива, возникающего при ведении подземных или открытых горных работ. При подработке борта карьеров линейный размер, типичный для данного процесса, может быть принят равным величине шага обрушения (т. е. высоте одного — двух этажей), а в условиях залежи ограниченной длины по простиранию — длине залежи. При изучении условий устойчивости неподрабатываемых бортов карьеров типичный линейный размер процесса может быть принят равным высоте борта, при исследовании условий устойчивости потолочин камер — длине пролета или высоте потолочины и т. д.

Однако нас интересует не собственно линейный размер, а масштаб данного процесса M . Последний равен типичному линейному размеру L в единицах, равных среднему линейному размеру разделенного трещинами структурного породного блока l , т. е. равен отношению этих величин:

$$M = \frac{L}{l}. \quad (93)$$

Целесообразно разделить процессы деформирования горных пород на три основные категории по характеру изменений прочностных показателей, проявляющихся в массиве, и форме разрушения массива:

а) крупномасштабные процессы, т. е. процессы, характеризующиеся большой величиной M :

$$M > M_{в}, \quad (94)$$

где $M_{в}$ — определенная, достаточно большая величина;

б) среднемасштабные процессы, у которых

$$M_{в} \geq M > M_{н}, \quad (95)$$

где $M_{н}$ — определенная, но небольшая величина;

в) маломасштабные процессы, у которых

$$M < M_n.$$

(96)

Отличия процессов трех перечисленных категорий состоят в следующем.

При одновременном вовлечении в процесс большого числа структурных блоков, что характерно для крупномасштабных процессов, деформирование протекает не только в форме смещения по трещинам (разрушение блоков «по монолиту» отсутствует), но и смещение каждого блока относительно соседних невелико, вследствие чего более или менее существенного сглаживания шероховатых поверхностей трещин не происходит. Углы поворота блоков и раскрытие трещин также невелики.

При среднемасштабных процессах преобладает деформирование в форме раскрытия трещин и перемещения блоков, однако происходит частичное разрушение пород по монолиту при сглаживании трещин и разрушении острых углов блоков при повороте последних на большие углы.

Относительно количественных значений числа M_b нет достаточно достоверных данных. Отдельные исследователи считают, что изменение характера деформирования происходит при отношении M_b , равном 120. Другие на основании лабораторных испытаний на моделях принимают во много раз меньшие значения, равные 12—14. На величину M_b оказывает некоторое влияние форма структурных блоков.

Следует отметить, что испытания с модельными структурными блоками не воспроизводят в полной мере натуральных условий. Трещины, разделяющие блоки на моделях, менее шероховаты, чем в натуре, а деформирование модели происходит при значительно меньшем всестороннем сжатии, чем в породном массиве. В связи с этим более близкой к действительной следует считать первую цифру.

Деформирование неподрабатываемых бортов карьеров в других условиях относится либо к категориям крупномасштабных, либо (реже) — среднемасштабных процессов. Поскольку рассматриваемые процессы почти всегда являются крупномасштабными, второе число M_n не представляет для нас практического интереса. Однако на его величину значительно влияет форма структурных блоков.

Сцепление пород в массиве C' при маломасштабных процессах деформирования несущественно отличается от сцепления тех же пород в образцах ($C' \approx C$). При крупномасштабных процессах сцепление пород в массиве C' постоянно, оно намного меньше, чем в образцах, но несколько выше, чем сцепление непосредственно по трещинам C''

$$C' = \text{const}, \quad C'' < C' \ll C \quad \text{при} \quad M \geq M_b. \quad (97)$$

При среднемасштабных процессах величина сцепления весьма существенно изменяется с изменением масштаба процесса

от величины, близкой к сцеплению в образцах (у нижнего предела), до величины, соответствующей сцеплению в массиве при крупномасштабном деформировании (у верхнего предела);

$$C' = f(M) \neq \text{const} \text{ при } M_n < M < M_B. \quad (98)$$

Коэффициент, характеризующий снижение величины сцепления породного массива, обусловленное системой поверхностей ослабления, получил в литературе название коэффициента структурного ослабления пород ψ . Он численно равен отношению величин C' и C ($\psi = C/C'$). Удобно использовать этот коэффициент при определении косвенным путем величины сцепления породного массива в произвольном направлении. Определение сцепления в массиве тогда сводится к определению только коэффициента ψ , поскольку величина сцепления пород в образцах C достаточно надежно определяется путем испытаний образцов.

Рассмотрим существующие методы определения коэффициента ψ или сцепления пород в массиве в конкретных горно-геологических условиях. Как отмечалось выше, разработан и применяется на практике метод непосредственного определения сцепления в массиве путем натуральных прочностных испытаний. Для этого от массива частично отделяется блок размером до 1, реже до 1,5—2 м и откалывается с помощью специальных приспособлений (гидроподушек и т. п.).

Таблица 27

Масштаб процесса М	Величина коэффициента λ при прочности структурных блоков, кгс/см ²				
	16,0	22,4	49,0	61,5	128,9
6	0,652	0,597	0,557	0,54	0,53
9	0,610	—	0,500	0,48	—
10	0,565	0,510	0,466	0,45	0,44
19	—	0,495	0,440	—	—

Этот метод является достаточно наглядным и убедительным. С его помощью некоторые исследователи получили данные об изменении коэффициента ψ и сцепления в массиве, а также данные о сцеплении непосредственно по трещинам и другим поверхностям ослабления. Д. И. Кимом получены экспериментальные данные, характеризующие изменение коэффициента структурного ослабления не только в зависимости от масштаба процесса, но и в зависимости от прочности структурных блоков (табл. 27).

Однако метод натуральных испытаний наряду с упомянутыми преимуществами обладает существенным недостатком. Этот ме-

тод позволяет определить величину коэффициента ψ и сцепления в массиве лишь при сравнительно небольшом масштабе M , характерном для среднемасштабных процессов деформирования. Линейный размер процесса деформирования L при упомянутых натуральных испытаниях равен величине определяемого блока, вследствие чего лишь при очень малой величине структурного блока масштаб процесса может быть равен 30—40. Для крупномасштабных процессов величина коэффициента может быть определена лишь косвенными методами.

При определении сцепления пород Кривого Рога использован один из косвенных способов. Величина ψ определена путем сравнения высоты реальных откосов и откосов, рассчитанных с помощью сцепления C . В наиболее простом случае при наличии вертикального или достаточно крутого откоса его расчетная высота сравнивается с фактической.

Аналогичным образом использовалась высота устойчивого вертикального откоса, определенного для испытанных пород одного из карьеров, разрабатывающего руду редких металлов.

Расчеты приведены в табл. 28.

Таблица 28

Породы	Сцепление C , т/м ²	Плотность γ , т/м ³	Угол внутреннего трения, градус	Расчетная величина $h_{\text{р.}}$, м	Ориентировочное значение фактической предельной высоты вертикального откоса, м
Углисто-кремнистые сланцы	1390	2,4	35	2130	20—40
Известняки	1390	2,7	34	1870	20—30
Глинистые сланцы	1530	2,6	30	1940	15—30

Из приведенных в табл. 28 данных видно, что использование для массива сцепления пород, полученного при испытании образцов, завышает устойчивость откосов в 30—100 раз. Вследствие этого коэффициент структурного ослабления составляет 0,01—0,03.

Сравнивая высоту откоса при различном развитии трещиноватости (карьеры Кривого Рога и некоторые другие), было установлено, что у хрупких трещиноватых пород со сцеплением в «куске» от 50 до 150 кгс/см² зависимость коэффициента структурного ослабления от коэффициента трещиноватости N может быть выражена в следующем виде:

$$\psi = 0,8N^{-\frac{1}{4}} + 1,3N^{-\frac{1}{4}} \quad (99)$$

Меньшие значения величины ψ получают в том случае, когда направления поверхностей разрушения (сдвигения) породного массива близки к направлениям преобладающих трещин, т. е. в данном случае к направлению трещин расслоения. Большие значения ψ получают в случае, когда поверхности разрушения совпадают с относительно небольшим количеством трещин.

Формулы, аналогичные (99), предлагались различными исследователями для определения сцепления пород в массиве при решении задач устойчивости бортов карьеров. Одной из наиболее известных и широко применяемых является формула Г. Л. Фисенко, в которой устанавливается зависимость коэффициента структурного ослабления от отношения L/l (т. е. в данном случае от масштаба процесса M) и от свойств пород, слагающих массив:

$$\psi = \frac{1}{1 + a \ln L/l}, \quad (100)$$

где a — коэффициент, зависящий от свойств пород и характера трещиноватости ($a = 0,5 \div 10$).

Для определения коэффициента структурного ослабления взамен формулы (100) можно применить более простую линейную формулу

$$\psi = \frac{1}{6a} + \frac{1}{0,4aM}. \quad (101)$$

Известна также формула П. А. Рыжова и В. И. Борща-Компанейца, которая для данных условий может быть записана в следующем виде:

$$\psi = AM^{-0,6}, \quad (102)$$

где A — постоянный коэффициент, зависящий от свойств пород и других факторов.

Эта формула предназначена в основном для полускальных пород, где дает достаточно близкие к действительным значения ψ .

Следует отметить, что приведенная формула (99) не имеет принципиальных отличий от формулы П. А. Рыжова и В. И. Борща-Компанейца и при соответствующих преобразованиях принимает близкий к ней вид. Величина l связана с коэффициентом трещиноватости соотношением

$$l = K_N N^{-\frac{1}{3}}, \quad (103)$$

где K_N — коэффициент пространственной неравномерности развития трещин, изменяющийся от 1—1,5 при близкой к кубической форме структурных блоков до 15—20 при пластинчатой форме. В условиях Кривого Рога величина K_N изменяется от

1,6—2 до 6—8. Принимая для рассматриваемого процесса $L = \text{const} > 25$ м, получим

$$\psi = AM^{-0.75}, \quad (104)$$

где A — постоянный для данных пород коэффициент, изменяющийся с изменением K_n в пределах от 2,6 до 16,2.

С учетом приведенных данных может быть приближенно определено сцепление в массиве пород Криворожского бассейна.

Таблица 29

Породы	Угол внутреннего трения, градус	Угол естественного откоса, градус	Углы трения по поверхностям кусков, градус			
			по неровным шероховатым	по ровным шероховатым	по ровным гладким	по контактам между слоями
Песчаники	36	35—39	31	29	26	26
Алевролиты	33	34—36	—	28	23	23
Аргиллиты	27—30	28—30	26	—	20	19—21
Известняки	34	32—38	34	—	—	—
Кристаллические сланцы	29	—	—	—	18	—
Сневиты	35	35	31	29	25	22
Роговики	37	36—37	—	32	—	—
Аспидно-хлоритовые сланцы	35—36	32—36	35—36	—	—	—
Гидратизированные хлоритовые сланцы	26—29	До 30	—	24—18	16—19	—
Гидрогематитовая железная руда	36	32—35	—	—	—	—

Как показывают лабораторные испытания, угол трения по шероховатым трещинам несущественно (не более чем на 5—15%) отличается от угла внутреннего трения пород. Даже при полном разрушении породного массива не происходит более или менее значительного изменения угла внутреннего трения пород: угол естественного откоса отвалов разрушенных пород практически равен углу внутреннего трения пород, слагающих откос. В табл. 29 приведены углы внутреннего трения, естественного откоса и трения по поверхности кусков пород. Эти данные позволяют угол внутреннего трения пород в массиве принимать равным углу внутреннего трения тех же пород в образцах.

Наблюдения за состоянием бортов старых отработанных карьеров, под которыми на протяжении 25 лет производятся подземные горные работы (рудники им. Дзержинского, им. Коминтерна, им. XX партсъезда, им. Орджоникидзе, им. К. Либкнехта и им. Кирова в Кривом Роге), показывают, что в тех

случаях, когда оседание борта не сопровождалось значительным растяжением пород, устойчивость их сохранялась.

В течение трех лет проводились замеры трещиноватости пород в борту висячего бока старого карьера рудника им. Коминтерна. Одновременно на близлежащем участке производились инструментальные замеры оседаний реперов наблюдательной станции. Они показали, что за это время произошло оседание борта на 750—820 мм, однако растяжение породного массива было незначительным (не более 1 мм на 1 м). Видимая длина 12 замеренных трещин увеличилась в среднем в 1,6 раза, раскрытие 7 трещин — в 1,3 раза и коэффициент трещиноватости увеличился в 1,2 раза. При этом величина сцепления снизилась на 20—30%.

Приведенный пример недостаточен для обобщения, однако он позволяет считать, что некоторое снижение величины сцепления происходит при оседании породного массива без существенного его растяжения. В тех случаях, когда оседание породного массива при подработке сопровождается растяжением, снижение величины сцепления может быть весьма значительным. При большом растяжении сцепление в породном массиве падает до нуля.

§ 4. Устойчивость бортов карьеров, подрабатываемых на средних и больших глубинах

Подземные горные работы в Криворожском бассейне производились в течение последних 10—15 лет под старыми карьерами, а также под действующим карьером ЦГОКа и более мелкими действующими карьерами на глубинах от 250—300 до 600—800 м.

При регулярном протекании сдвижения пород устойчивость подрабатываемых бортов, как и в мягких породах, определяется изменением геометрических факторов: высоты и углов наклона откоса и уступа и изменением прочностных характеристик пород в массиве. На рис. 40 приведены типичные схемы подработки карьера подземными горными работами и схематично показаны линии скольжения пород в момент предельного напряженного состояния, предшествующего развитию сдвижения. При построении линий скольжения учитывалось влияние как подземных горных работ, так и открытых. Из этих схем видно, что подземные горные работы под бортами карьеров могут привести к оседаниям и деформациям различных форм. В рассматриваемом случае изменение геометрических факторов может быть неоднозначным.

При уменьшении угла откоса подрабатываемого борта устойчивость откоса повышается. Однако в крепких трещиноватых породах углы откоса бортов, в отличие от мягких пород, значительны и небольшое увеличение угла откоса не играет

существенной роли и не может, как правило, компенсировать уменьшения прочности породного массива при подработке.

Прочностные показатели трещиноватых крепких пород, в частности сцепление, может снижаться при деформации весьма

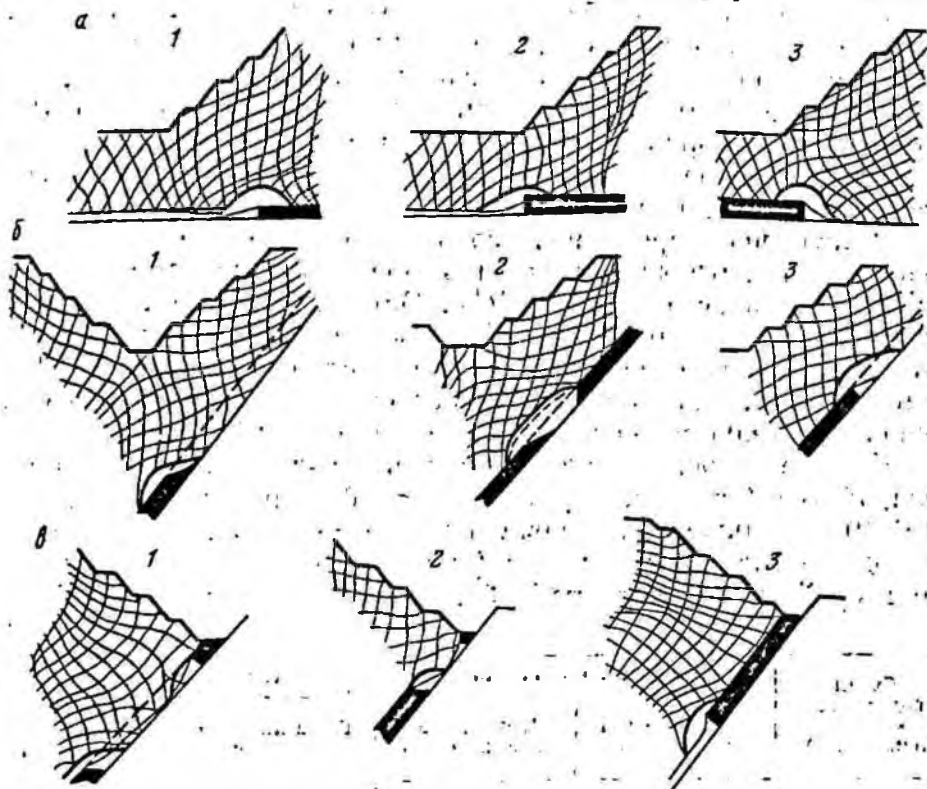


Рис. 40. Схемы изолиний скольжения в бортах карьеров при наличии в массиве подземных выработок:

а — при горизонтальной рудной залежи; *б* — при подработке залежи со стороны висячего бока; *в* — то же, лежащего бока; 1 — полная подработка борта карьера; 2 — подработка нижней части борта; 3 — подработка верхней части борта

значительно и в дальнейшем не изменяется (в отличие от мягких пород) в сторону увеличения. Наиболее значительно изменяется сцепление при действии растягивающих усилий.

В то же время при подработке пород в зоне сжатия сцепление породного массива существенных изменений не претерпевает. В связи с этим наряду с изменением угла откоса на условия устойчивости влияет направление действия горизонтальных деформаций пород, слагающих подрабатываемый откос, — сжатие или растяжение.

Наиболее благоприятно с точки зрения сохранения устойчивости подрабатываемого борта оседание прилегающего к борту массива пород как единого целого с горизонтальной деформацией сжатия и уменьшением угла откоса. Несущественно влияет на устойчивость откоса горизонтальная деформация,

проявляющаяся в форме растяжения пород верхней части подрабатываемого откоса. Наименее благоприятно для устойчивости борта оседание с увеличением угла откоса и растяжением пород в нижней его части.

Характер оседания борта и деформаций слагающих его пород зависит не только от схемы подработки, определяемой углами падения залежи и положением подземных горных работ относительно борта, но и отношением высоты борта h к глубине подземных горных работ H . При значительной величине этого отношения (ориентировочно $H/h > 3$) разрушение пород, слагающих борт, невелико.

Разрушение пород значительно зависит от кратности подработки, т. е. отношения глубины подземной разработки к выемочной мощности залежей H/m . Однако, в отличие от схемы подработки при отношении H/h , увеличение или уменьшение кратности не изменяет качественной картины оседаний и деформаций пород, слагающих подрабатываемый борт карьера, а лишь сказываются на величине оседаний и деформаций.

Данные о качественном изменении угла откоса борта при подработке (увеличении его при $\Delta\alpha > 0$ или уменьшении при $\Delta\alpha < 0$), а также о направлении горизонтальной деформации пород, слагающих этот борт (сжатии при $\epsilon_r > 0$ и растяжении при $\epsilon_r < 0$), приведены в табл. 30.

Таблица 30

Схемы подработки борта (см. рис. 1)	Верхняя часть борта		Нижняя часть борта	
	Горизонтальная деформация	Направленное изменение крутизны	Горизонтальная деформация	Направление изменения крутизны
A-1	Сжатие	Круче	Растяжение	Круче
A-2	Растяжение	»	Сжатие	»
A-3	Сжатие	Положе	Растяжение	Положе
A-4	»	»	—	»
B-1	»	Круче	—	—
B-2	»	»	—	—
B-3	Растяжение	Положе	—	—
B-4	»	«	—	—
B-1	Сжатие	Круче	Сжатие	Круче
B-2	Растяжение	»	Растяжение	»
B-3	Сжатие	Положе	»	Положе
B-4	»	»	—	»

В связи с разнообразием горно-геологических условий, значительной изменчивостью трещинообразования и недостаточной ее изученностью, для карьеров с крепкими трещиноватыми породами, подрабатываемыми на больших и средних глубинах подземными горными работами, трудно дать общую оценку изменения коэффициента структурного ослабления и общую оценку изменения условий устойчивости борта, как это было сделано ранее для мягких пород.

Оценка изменений устойчивости в каждом случае требует специального изучения условий с расчетами распространения границ деформирующегося массива.

Рассмотрим первоначально распространение деформирования в массиве пород, слагающем подрабатываемый подземными работами борт карьера, в лежащем боку крутопадающей мощной залежи значительной длины по простиранию.

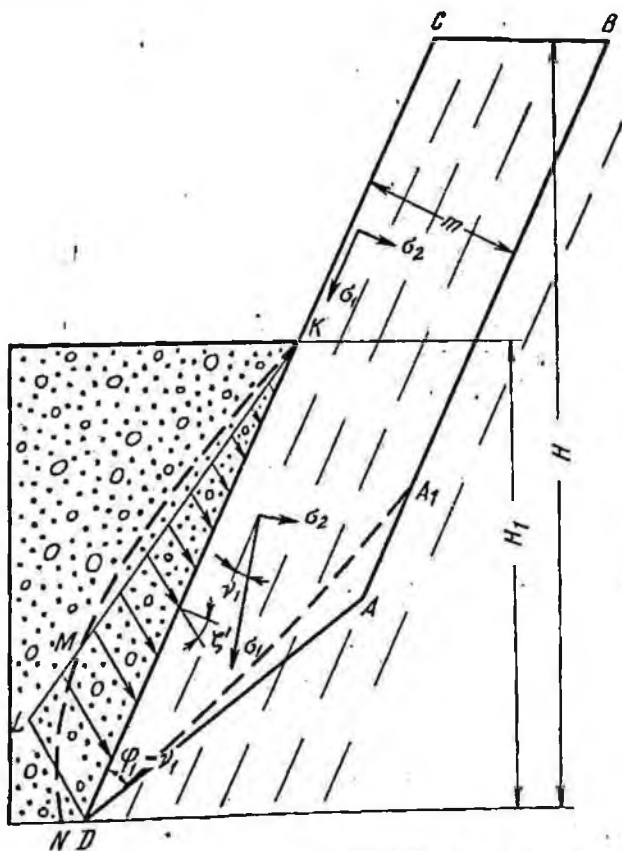


Рис. 41. Схема к определению условий устойчивости подрабатываемого борта карьера в лежащем боку крутопадающей залежи

Горные породы, слагающие массив, являются в рассматриваемом случае хрупкими и трещиноватыми, что позволяет не учитывать вязких свойств и принять в качестве исходной модель слоистой сыпучей среды (жестко-пластического тела). Значительная длина рассматриваемых залежей позволяет свести задачу к плоской.

В массиве пород лежащего бока преобладают плоскости ослабления, параллельные откосу (контакты слоев, прослойки слабых пород и трещины расслоения), вследствие чего массив имеет выраженное анизотропное строение. Разрушение пород при нарушении равновесия происходит по одной из плоскостей анизотропии и в нижней части слоя пересекает плоскости анизотропии (рис. 41). К откосу пород лежащего бока ниже дна карьера примыкают обрушенные породы, и устойчивость мас-

сива определяется не только его внутренними силами, но и давлением обрушенных пород. При отсутствии последнего упомянутый выше угол ψ у поверхности откоса $\varphi_1 = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}$, где φ — угол внутреннего трения пород, и рассматриваемая задача сводится к известной задаче определения угла устойчивости борта карьера при слоистом строении [68].

Обрушенные породы, заполняющие выработанное пространство после отработки мощной крутопадающей рудной залежи, представляют собой однородную, практически изотропную сыпучую массу без сцепления, состоящую из обломков пород всякого бока и потерянной руды. Перемещение обрушенных пород при разработке залежи происходит довольно медленно, что позволяет учитывать только их статическое давление на поверхность откоса, принимаемую за плоскость. На определенной глубине (не превышающей 50—100 м) обрушенные породы находятся в предельном напряженном состоянии, характеризующем для сыпучей среды условием (85) при $C=0$. Компоненты напряжения на произвольных площадках выражаются с помощью главных нормальных напряжений:

$$\sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} - \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cos 2\beta_n; \quad (105)$$

$$\tau = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \sin 2\beta_n,$$

где β_n — угол наклона произвольной площадки.

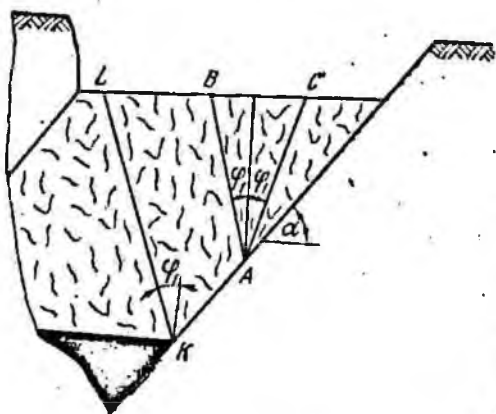


Рис. 42. Схема к определению давления обрушенных пород на поверхность массива лежачего бока

До начала сдвижения породы лежачего бока являются неподвижными и активное давление обрушенных пород на откос лежачего бока принципиально не отличается от активного давления сыпучего грунта на наклонную подпорную стенку. Из теории подпорных стенок известно, что при наличии трения по поверхности откоса активное давление сыпучей массы Σq отклонено от нормали к поверхности откоса на угол трения. Этот угол может отличаться как от угла внутреннего трения обрушенных пород, так и от угла внутреннего трения пород лежачего бока. Касательная составляющая век-

тора давления $\Sigma q = \sin \zeta'$ способствует сдвигению, лежащего бока, а нормальная составляющая повышает его устойчивость, увеличивая давление на площадках скольжения σ_n и всестороннее давление. Соотношение упомянутых составляющих и, таким образом, характер влияния давления обрушенных пород на устойчивость откоса лежащего бока определяются углом трения по поверхности откоса ζ' (рис. 42). Так как угол ζ' меньше угла внутреннего трения обрушенных пород, откос является областью специального предельного напряженного состояния, определяемого по формуле (88). Выражая τ_α и σ_α в формулах (88) через ζ' и φ' и принимая $\beta_n = \alpha_0$ в формуле (105), получим предельное значение угла наклона откоса $\alpha_0 = \alpha_{пр}$, при котором возможно смещение обрушенных пород по откосу лежащего бока:

$$\alpha_{пр} = \zeta' + \arcsin \left(\frac{\sin \zeta'}{\sin \varphi'} \right) \quad (106)$$

Смещение пород будет происходить при условии

$$\alpha_0 > \alpha_{пр} \quad (107)$$

При меньших углах откоса обрушенные породы остаются неподвижными. В условиях Криворожского бассейна при значениях φ' от 34 до 38° и ζ' от 26 до 32° угол $\alpha_{пр}$ составляет 40—50°. Наблюдениями в натуре подтверждено, что при более пологих углах откосов примыкающие к последним обрушенные породы остаются при ведении подземных очистных работ неподвижными. Нормальное давление обрушенных пород на элементарной наклонной площадке составляет

$$q = U \gamma' H' \quad (108)$$

где U — функция угла наклона площадки (β_n), угла внутреннего трения (φ') и угла трения на площадке (ζ'); γ' — плотность пород; H' — высота столба обрушенных пород.

Для приближенного определения U можно воспользоваться следующей зависимостью:

$$U \approx \frac{1 + \sin \varphi' \cos 2\beta_n}{1 + \sin \varphi'} \quad (109)$$

Определенное выше давление сыпучих масс (обрушенных пород) на элементарный участок наклонной плоскости лежащего бока крутопадающей залежи справедливо при двух условиях:

а) верхняя граница сыпучих масс должна быть горизонтальна;

б) ширина заполненного сыпучими массами пространства должна быть достаточно большой; что возможно либо тогда, когда мощность залежи весьма велика, либо когда обрушив-

шие породы всякого бока расширили это пространство до требуемых размеров.

Второе из сформулированных выше условий будет соблюдаться, если сыпучие массы полностью заполнят конус с вершиной, совпадающей с данными элементарным объемом A , а образующие AB и AC наклонены к горизонту под углами, равными $\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi'}{2}$ (см. рис. 42). Первое условие выполняется, если верхняя граница сыпучих масс в пределах того же конуса (на участке BC) горизонтальна. Исходя из этого ширина заполненного сыпучими массами пространства у его верхней границы

$$m_{\text{вал}} \geq H' (\text{ctg } \alpha_0 + \text{tg } \varphi'), \quad (110)$$

где α_0 — угол откоса лежащего бока залежи.

При выполнении этого условия суммарное давление на откос лежащего бока обрушенных масс

$$\Sigma q = \frac{qH'}{2 \sin \alpha_0}. \quad (111)$$

Соответствующие условия возникают при разработке на небольших и средних глубинах рудных залежей значительной мощности, когда кратность (отношение глубины разработки к мощности залежи) не превышает двух-трех.

При более значительной кратности и нерегулярном обрушении пород всякого бока пространство, заполненное обрушенными породами, приобретает форму траншей. В этом случае в нижней части откоса увеличение давления сменяется его снижением. При кратности четыре—шесть снижение давления достигает 0,4—0,6 максимальной (при неограниченных размерах выработанного пространства) его величины.

С учетом давления обрушенных пород определяются условия устойчивости массива пород лежащего бока. Массив, представляющий собой слоистую анизотропную среду, может находиться в обыкновенном и специальном предельных напряженных состояниях.

Известно, что при отсутствии горных выработок или выемок в массиве больший главный вектор нормального напряжения направлен вертикально вниз. Величина его растет пропорционально глубине залегания пород. Вблизи свободного откоса пород (борта карьера) с возрастанием глубины залегания возрастает только касательная составляющая, направленная вдоль этого откоса. Компонента, направленная по нормали к откосу, остается независимо от глубины разработки постоянной. Непосредственно у откоса она равна нулю. Поэтому вблизи откоса одна из главных осей тензора напряжения параллельна, вторая — нормальна к поверхности откоса. В данном случае, отличающемся от упомянутого тем, что откос не является сво-

бодным, а испытывает давление обрушенных пород, главные оси занимают промежуточное положение. От вертикального напряжения (как в первом случае) больший главный вектор напряжения отклонен на угол ν_2 , от направления, параллельного откосу или слоистости пород (как во втором случае), — на угол ν_1 :

$$\nu_1 + \nu_2 = \frac{\pi}{2} + \alpha_0. \quad (112)$$

С учетом давления обрушенных пород и веса пород лежащего бока угол пересечения рассматриваемого вектора напряжений с поверхностями слоистости ν_2 составит

$$\nu_1 = \operatorname{arccctg} \left(\operatorname{tg} \zeta' + \frac{H\gamma \sin \alpha_0}{q \cos \zeta'} \right). \quad (113)$$

В области предельного напряженного состояния площадки скольжения образуются под углом ν_1 к направлению упомянутого вектора и вблизи откоса под углом $(\varphi_1 - \nu_1)$ пересекают поверхности слоистости. Далее в глубине массива угол ν_1 увеличивается, приближаясь к максимуму $\nu_1 = \frac{\pi}{4} - \alpha_0$. Соответственно уменьшается угол $(\varphi_1 - \nu_1)$, под которым площадки скольжения пересекают поверхности слоистости, и при $\nu_1 = \varphi_1$ площадки скольжения совпадают с последними. Кривая скольжения A_1D переходит в прямую AB (см. рис. 41).

Таким образом, слой пород лежащего бока, примыкающий к выработанному пространству, находится в состоянии предельного равновесия. От остального массива этот слой отделен:

а) областью специального предельного напряженного состояния пород (AB на рис. 41), где реализующиеся при нарушении равновесия поверхности скольжения совпадают со слоистостью;

б) областью обыкновенного предельного напряжения состояния AD , где упомянутые поверхности пересекают поверхности скольжения.

Определим нормальную мощность призмы m , в пределах которой поверхности скольжения пересекают поверхности анизотропии, т. е. соблюдается неравенство $\nu_1 < \varphi_1$. С учетом формул (108) и (113) после интегрирования полученного выражения и несложных преобразований определим мощность слоя пород, в пределах которого соблюдается условие предельного напряженного состояния:

$$m' = H \operatorname{tg} \varphi_1 \sin \alpha_0 \left[1 - \frac{U\gamma'}{\gamma \sin \alpha} \frac{H'}{H} \left(\operatorname{tg} \zeta' + U \frac{\gamma'}{\gamma} \operatorname{ctg} \varphi_1 \right) \right]. \quad (114)$$

Фактически мощность слоя пород, опасного по условию возможного сдвижения, значительно меньше, так как в момент предельного равновесия силы, удерживающие слой, действу-

ют не только в области обыкновенного, но и в области специального предельного напряженного состояния. Согласно приведенным ниже расчетам мощность слоя пород, находящегося в предельном напряженном состоянии, не превышает 0,3—0,4 величины m . При углах падения пород лежащего бока от 36 до 70° величина ν_1 в пределах указанного слоя изменяется не более чем на 2—3°. Без учета этого изменения с незначительной ошибкой (идущей на повышение запаса устойчивости) заменим $\nu_1 = \nu_1(m)$ на $\nu_1 = \text{const}$.

Условие предельного равновесия призмы $ABCD$ имеет следующий вид:

$$\Sigma R - \Sigma T = 0; \quad (115)$$

$$(111) \quad \Sigma R = R_{AD} + \Sigma R_{AB},$$

где ΣR_{AB} , ΣR_{AD} — силы, удерживающие призму в равновесии и действующие в плоскостях AB и AD ; ΣT — силы, сдвигающие призму.

К силам, сдвигающим призму, относятся направленные вдоль слоистости составляющие ее веса (T_p) и давления обрушенных пород (T_q). Определяя силы T_p и T_q , после подстановки их значений в уравнение (115) и решения полученного выражения относительно мощности опасного слоя пород лежащего бока m получим формулу, позволяющую определить эту мощность в зависимости от глубины разработки и условий залегания месторождения с учетом коэффициента запаса устойчивости n :

$$m = \frac{n \Sigma q (\sin \zeta' - \cos \zeta' \operatorname{tg} \zeta)}{2C \cos \varphi_1 \frac{1}{\sin(\varphi_1 - \nu_1)} - H \gamma (1 - \operatorname{ctg} \alpha_0 \operatorname{tg} \zeta)} \quad (116)$$

где ζ — угол трения по поверхности анизотропии.

Ширина опасной зоны на поверхности

$$a = \frac{m}{\sin \alpha_0} \quad (117)$$

Расчетный угол сдвижения пород лежащего бока β_1 (по которому определяется граница опасной зоны от нижней границы горных работ при подсечении рудным телом слоев лежащего бока), определенный с помощью приведенной выше величины m и с учетом коэффициента запаса устойчивости n , будет равен

$$\beta_1 = \operatorname{arcctg} \left(\operatorname{ctg} \alpha_0 + \frac{m}{H \sin \alpha_0} \right) \quad (118)$$

По приведенным формулам производятся практические расчеты ширины опасных по условиям возможного сдвижения зон в лежащих боках залежей трех рудников: им. Дзержинского, им. Коминтерна, им. Кирова (г. Кривой Рог). Результаты расчетов приведены в следующем параграфе.

главная ось тензора напряжения направлена вертикально. Расстояние от точки до откоса по горизонтали

$$x_{\text{нр}} = (\text{ctg } \alpha_0 + \text{tg } \varphi_1) H'. \quad (122)$$

В произвольной точке A , находящейся на некотором горизонтальном расстоянии от откоса,

$$v_2 = \int_0^A v_2' \left(\frac{x}{x_{\text{нр}}} \right) dx. \quad (123)$$

Учитывая с известным допущением, что в небольших пределах (до 10°) величина v_2 изменяется по линейному закону, получим значение ее в точке A :

$$v_2 = \left(1 - \frac{x}{x_{\text{нр}}} \right) v_2'. \quad (124)$$

Для расчета величины v_2' необходимо определить давление на поверхность откоса сыпучих масс. В нижней части борта карьера эти массы представляют собой материал засыпки карьера, на прилегающем участке, обработанном подземным способом, — обрушенные породы. И в том и в другом случае это неоднородная несвязная масса обломков. Однако определяемые однородностью местные разгрузки или концентрации давления имеют существенное значение лишь для очень ограниченных участков. При определении давления на весь откос пород всякого бока, имеющий значительные размеры, местные концентрации, чередующиеся с участками пониженного давления, не учитываются, считая обрушенные породы однородной сыпучей массой.

При определении давления обрушенных пород возможные динамические составляющие не учитываются, поскольку перемещение их при подземных работах при глубине разработки, превышающей 200—250 м, происходит с небольшой скоростью, измеряемой сантиметрами или даже миллиметрами в сутки. Активное статическое давление обрушенных пород на элементарную горизонтальную площадку откоса в точке A зависит от высоты их столба. Суммарное давление обрушенных пород на весь откос до точки A

$$\Sigma q = \gamma' \frac{1 + \sin \varphi' \cos 2\alpha_0}{\cos \zeta' (1 + \sin \varphi')} \int_0^H h' dl. \quad (125)$$

В наиболее простом случае при горизонтальной поверхности подсыпки $H = l \sin \alpha_0 = \text{const}$ формула (125) имеет вид

$$\Sigma q = \frac{h^2 \gamma'}{2 \sin \alpha_0} \cdot \frac{1 + \sin \varphi' \cos 2\alpha_0}{\cos \zeta' (1 + \sin \varphi')}. \quad (126)$$

Сдвигение пород в массиве после отработки подземным способом участка залежи под карьером, вертикальная высота которого составит ΔH , произойдет до поверхности скольжения AM (рис. 44). Заменяем кривую AM прямой AD , касающейся AM в точке A (на уровне дна карьера).

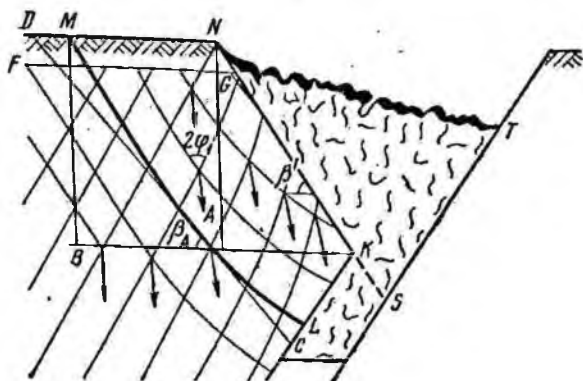


Рис. 44. Линии скольжения в подрабатываемом массиве пород висячего бока крутопадающей залежи

Для определения величины X , равной отрезку AK , заменим кривую AL секущей прямой, соединяющей эти точки. Угол наклона прямой будет больше угла наклона касательной кривой в точке A (AD):

$$\beta_A = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} - \nu_2 \quad (127)$$

и меньше угла наклона касательной к кривой в точке L . Угол наклона линий скольжения в точках A и L определяется углом отклонения главной оси тензора напряжения в этих точках. Среднее значение, весьма близко отвечающее действительному углу наклона секущей AD , можно получить, приняв в средней точке угол отклонения оси равным углу отклонения в точке K . В этом случае угол наклона прямой AL и величина X составляют:

$$\beta_{AL} = \frac{\pi}{2} - (\varphi_1 + \nu_2); \quad x = \Delta H [\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{tg} (\varphi_1 + \nu_2)], \quad (128)$$

где α — угол падения рудной залежи.

Наиболее вероятный угол сдвигения пород с учетом влияния карьера, расположенного на выходах залежи,

$$\beta = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} - \nu_2 \left[1 - \frac{\Delta H}{H} \cdot \frac{\operatorname{tg} (\varphi_1 + \nu_2) + \operatorname{ctg} \alpha}{\operatorname{tg} \varphi_1 + \operatorname{tg} \alpha} \right]. \quad (129)$$

Изменение углов сдвигения пород, определяемое влиянием карьера, расположенного на выходах крутопадающей залежи, составит

$$\Delta \beta \approx \nu_2 \left[1 - \frac{2\Delta H}{H \sin 2\alpha (\operatorname{tg} \varphi_1 + \operatorname{tg} \alpha)} \right]. \quad (130)$$

Приведенные формулы пригодны, как отмечалось выше, для квазиизотропного массива. Однако в ряде случаев, когда в массиве пород всякого бока крутопадающей залежи имеется какая-то преобладающая система трещин, массиву придаются свойства трансверсально-изотропной (слоистой) среды.

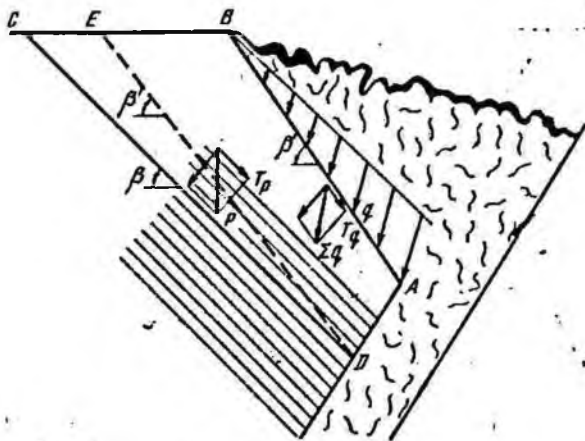


Рис. 45. Схема к определению устойчивости анизотропного массива пород всякого бока

Преобладающие поверхности анизотропии существенно влияют на углы сдвижения пород всякого бока в случае, если относительно залегания пород являются обратно-падающими и имеют углы падения от 30—35 до 60—70°, т. е. в том случае, когда сдвижение пород может произойти по этим поверхностям. Рассмотрим предельное напряженное состояние массива таких пород в общем случае, когда поверхности анизотропии не параллельны поверхности, по которой произошло сдвижение на предыдущем горизонте (рис. 45). По одной из поверхностей анизотропии (*AB*) в дальнейшем произойдет сдвижение пород. Рассматриваемый случай ничем не отличается от случая, когда в массиве имеется одна крупная трещина большой протяженности, реализующаяся при сдвижении пород.

Практический интерес представляет определение минимального угла падения трещин, при котором может произойти сдвижение пород. Этот угол в условиях, когда трещиноватость пород изучена недостаточно, является предельным, наиболее пологим углом, по которому может произойти сдвижение пород в наиболее неблагоприятном случае, когда поверхности анизотропии наклонены к горизонту под этим предельным углом.

В случае, если поверхности анизотропии наклонены к горизонту под большим углом, более крутым будет и угол сдвижения пород. Если поверхности анизотропии наклонены под меньшим углом к горизонту, они не реализуются и деформирование происходит как в изотропной среде.

Для определения минимального угла рассмотрим призму пород *ABCD*, примыкающую к поверхности предыдущего сдвижения (*AB*) и отделенную от остальной части массива пород

поверхностью анизотропии CD . Призма будет устойчива при условии

$$\Sigma R - \Sigma T = \eta; \quad \eta \geq 0, \quad (131)$$

где ΣR — сумма сил, удерживающих призму в равновесии; ΣT — сумма сил, сдвигающих призму; η — коэффициент устойчивости.

Предельное равновесие призмы будет при $\eta=0$. Этому условию отвечает предельный угол сдвига β .

Сумма сил, сдвигающих призму $ABCD$, определяется направленными по касательной к AB составляющими ее веса (T_p) и давления обрушенных пород (T_q):

$$\Sigma T = T_p + T_q; \quad (132)$$

$$T_p = H\gamma \left[m_n + \frac{H \sin(\alpha_0 - \beta)}{2 \sin \alpha_0} \right];$$

$$T_q = \Sigma q \sin(\zeta' - \alpha_0 + \beta),$$

где m_n — мощность призмы $ABCD$ в ее нижней части,

$$m_n = l_{об} \sin(\alpha + \alpha_0), \quad (133)$$

где $l_{об}$ — шаг обрушения пород висячего бока.

Сумма сил, удерживающих призму $ABCD$ в равновесии, определяется сцеплением по поверхности AB (R_c) и трением по этой поверхности при действии нормальных составляющих веса призмы и давления обрушенных пород ($R_{тр}$):

$$\Sigma R = R_c + R_{тр}; \quad R_c = \frac{c'H}{\sin \beta}; \quad (134)$$

$$R_{тр} = \left\{ H\gamma \operatorname{ctg} \beta \left[m_n + \frac{H \sin(\alpha_0 + \beta)}{2 \sin \beta} \right] + \right.$$

$$\left. + \Sigma q \cos(\zeta' - \alpha_0 + \beta) \right\} \operatorname{tg} \varphi.$$

Трение по поверхности шероховатых трещин существенно не отличается от внутреннего трения в породном массиве. В связи с этим в качестве угла трения по поверхности AB принят угол внутреннего трения φ . Сцепление по этой поверхности равно c' , угол трения обрушенных пород по поверхности откоса CD равен ζ' .

При падении рудной залежи под углом α , меньшим $60-65^\circ$, обрушенные породы, заполняющие выработанное пространство, не создают достаточного подпора призм пород висячего бока $ABCD$, так как между поверхностью обрушенных пород и массивом висячего бока (по линии AD) существует зазор. Он образуется при перепуске обрушенных пород и заполня-

ется за счет смещения призм $ABCD$. Поэтому подпор призмы по поверхности AD не учитывается, так же как не учитывается реактивное сопротивление обрушенных пород по поверхности CD , не действующее в момент предельного равновесия. Это сопротивление начинает действовать в последующий период, когда уже не действуют силы сцепления пород.

С учетом ранее приведенных формул условие устойчивости призмы $ABCD$ после несложных преобразований можно записать следующим образом:

$$\eta = \Sigma q \frac{\sin(\varphi - \beta + \alpha_0 - \zeta')}{\cos \varphi} + \frac{H\gamma \sin(\varphi - \beta)}{\cos \varphi \sin \beta} \times \\ \times \left[m + H \frac{\sin(\alpha_0 - \beta)}{2 \sin \beta} \right] + \frac{cH}{\sin \beta} \geq 0. \quad (135)$$

В отличие от ранее приведенных расчетных формул, в формуле (135) расчетная величина β дана в неявном виде. В то же время преобразование этой формулы к более удобному для пользования виду встречает серьезные математические трудности.

§ 5. Устойчивость и обрушение бортов старых карьеров, подрабатываемых подземными работами в условиях крутопадающих рудных месторождений

Отработка мощных крутопадающих рудных залежей начинается, как правило, карьером, а затем при достижении им некоторой глубины осуществляется переход на подземный способ разработки. В дальнейшем подземными работами подрабатываются борта отработанных старых карьеров. Обследования состояния старых бортов карьеров показывают, что в большинстве случаев подземная подработка не приводит к сколько-нибудь существенным обрушениям и оползням. Подработка бортов как старых, так и действующих карьеров в Кривом Роге и на Урале проявлялась на поверхности их откосов в форме воронок или локальных провалов. Это обычно не приводило к значительным нарушениям условий устойчивости, в частности и при подработке бортов действующего Высокогорского карьера, и при подработке старых карьеров рудоуправлений им. Кирова, им. К. Либкнехта и др.

Подработка многих старых карьеров в Криворожском бассейне производится подземными горными работами на протяжении 25—35 лет. В настоящее время эти карьеры (за исключением засыпанных вскрышными породами ЦГОКа старых карьеров рудника им. Коминтерна) сохраняют крутые углы откосов бортов, хотя массив пород разрушен на многих участках. Выполаживание углов откосов бортов на 2—5° по сравнению с первоначальным произошло за счет сдвижения масси-

Карьер, шахта (рудник)	Подземные работы				Подрабатываемый борт		Деформации борта	
	Мощность задежа, м	Угол падения, градус	Время подработ- ки, лет	Глубина подземных работ, м	Глубина карьера, м	Начальный угол откоса, градус		Характеристика пород
№ 1, «Октябрь- ская»	30—60	48—66	Более 35	От 125 до 980	125—140	45—50	В центральной части об- рушения после массового взрыва; на флангах — местные обрушения и не- значительное выполажива- ние массива	
№ 1, «Больше- вик»	20—30	48—55	То же	От 80 до 540	70—80	45—60	Некоторое выполажива- ние при сдвигении пород после отработки верхних горизонтов шахты	
№ 1 рудник им. К. Либкнехта	60—65	60—65	»	От 100 до 550	85	60—65	Местные деформации в форме воронок, локальных провалов трещин на по- верхности откоса, вызван- ные скалывание на неболь- ших участках	
№ 2 рудник им. К. Либкнехта	55	55	»	—	90	55	—	
№ 1 рудник им. Кирова	47—50	47—50	»	—	110	47—50	—	
Шахта им. Пет- ровского	До 45 м	35—45	»	—	60	57	Незначительное скалы- вание в верхней части бортов	
Центральный (рудник им. Фрунзе)	20—30	50—60	Более 30	—	50	45—60	Оползание наносов в коренных породах; суще- ственных деформаций нет	

ва, слагающего борты, сползания наносов, а также за счет местных вывалов. Данные об устойчивости подрабатываемых подземными горными работами бортов некоторых криворожских карьеров приведены в табл. 31. В некоторых случаях подработка приводила к деформированию массивов пород, слагающих борты, на значительную глубину, что отмечалось в лежащем боку залежей на нескольких рудниках Кривого Рога и Урала.

Поскольку ведение открытых работ к началу подземной разработки прекращено, локальные обрушения и оползания бортов карьеров обычно не представляют большой опасности. В частности, не вызывает осложнений даже значительное распространение процесса деформирования всякого бока рудных залежей, где нет никаких сооружений. В то же время при наличии вблизи карьеров каких-либо зданий и сооружений более или менее значительное распространение этого процесса в глубь массива лежащего бока представляет опасность.

При вскрытии разрабатываемых подземным способом крутопадающих рудных залежей шахтные стволы чаще всего закладывают в лежащем боку, в непосредственной близости от борта старого карьера. Поэтому развитие процесса деформирования борта карьера, начинающееся сдвижением над подземными выработками и завершающееся обрушением или оползанием пород в карьер, представляет опасность для сохранности таких дорогостоящих сооружений, как шахтные стволы и здания промплощадок шахт.

Деформации бортов старых карьеров, создающие угрозу или ведущие к разрушению шахтных стволов и промсооружений, были зафиксированы в Кривом Роге на руднике им. Коминтерна, на Урале на Ново-Левинском и Красногвардейском рудниках, а также на некоторых других рудниках в менее значительных масштабах.

Впервые в нашей стране оползание пород лежащего бока при подработке отмечалось в 1939 г. на Ново-Левинском руднике на Урале. Под угрозой обрушения оказался главный шахтный ствол. Были приняты меры для замены этого ствола вспомогательными, расположенными на флангах месторождения, однако дальнейшее распространение процесса деформации в глубь массива произошло только через 12—13 лет, незадолго до полной отработки месторождения, и вследствие уменьшения мощности и длины залежи не привело к разрушению ствола и промсооружений.

Позже на соседнем Красногвардейском руднике деформация пород лежащего бока привела к повреждению и частичному разрушению технических, жилых и культурно-бытовых зданий, расположенных в лежащем боку крутопадающей залежи. Произошло также оползание лежащего бока на Дегтярском руднике.

В Криворожском бассейне деформирование пород лежачего бока, закончившееся оползанием слоя пород в карьер, начало развиваться в 1947 г. на руднике им. Коминтерна. В южной части шахтного поля оно распространялось в глубь массива на 12—17 м. В 1950—1953 гг. произошло аналогичное оползание лежачего бока в центральной части шахтного поля. Угроза разрушения шахтного ствола, устье которого расположено было всего в 20 м от выхода залежи, заставила строить новый ствол на значительном удалении от рудной залежи. В результате деформирования были разрушены некоторые сооружения промплощадки. После полной засыпки к 1957 г. старого карьера на выходе залежи, имевшего глубину 80—90 м, и создания на его месте породного отвала ЦГОКа высотой 20—30 м над уровнем земной поверхности деформирование пород лежачего бока прекратилось. Сдвигению поверхности в лежащем боку залежи на руднике им. Коминтерна предшествовала деформация пород, наблюдаемая в кварцитах и полевых штреках [70].

На руднике им. Дзержинского деформирование пород лежачего бока началось позже, однако приняло крупные масштабы, охватив толщу пород горизонтальной мощностью более 100 м, длиной по простиранию более 1,3 км. Произошло также деформирование пород лежачего бока на руднике им. Кирова.

Таблица 32

Показатели	Рудник		
	им. Коминтерна	им. Кирова	им. Дзержинского
Угол падения залежи, градус	56	43	45
Глубина карьера (без учета подсыпки), м	80	100	90
Сцепление в массиве, тс/м ²	330	280	280
Сцепление по плоскостям слоистости, тс/м ²	0,5	0,3	0,3
Угол внутреннего трения, градус:			
в массиве	32	30	28
в обрушенных породах	32	32	32
Угол трения по слоистости, градус	12	11	11
То же, по поверхности лежачего бока, градус	20	20	20
Плотность пород, т/м ³ :			
в массиве	3,5	3,5	3,5
обрушенных	2,5	2,5	2,5
Расчетная горизонтальная мощность опасного слоя при глубине подземной разработки 400 м, м	10	12	20
То же, при глубине разработки 800 м, м	50—60	36—45	105—125

Приведенный в предыдущей главе расчетный метод определения границ деформируемого массива при подработке горных пород, слагающих борт карьера в лежащем боку крутопадающей рудной залежи, пригоден не только для условий действующих, но и для условий старых отработанных карьеров. В расчетных формулах учитывается давление сыпучих масс на откос лежащего бока, что позволяет учитывать влияние контрфорса в нижней части откоса или влияние полной засыпки старого карьера на устойчивость борта.

В табл. 32 приведены исходные данные и результаты расчетов границ распространения процесса деформирования пород на трех криворожских рудниках расчетным методом. Расчеты эффективности засыпки и других мероприятий приведены ниже. Результаты расчетов проверены путем сравнения с данными маркшейдерских наблюдений за сдвижением реперов, заложенных на земной поверхности, а на руднике им. Коминтерна также и в кваршлагах верхних горизонтов. На основании этих расчетов дан прогноз деформирования пород, принятый, в частности, при проектировании новых шахт.

ГЛАВА IV

ВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НАД ПОДЗЕМНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

§ 1. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров в Никопольском марганцевом бассейне

В Никопольском марганцевом бассейне осуществлялась подработка бортов и рельсовых путей выездной траншеи карьера на Марьевском руднике на глубине 25—30 м при мощности пластообразной залежи до 2 м. Покрывающие породы представлены отложениями пластичных глин, выше которых расположены мелкозернистые пески и черные сланцевые глины с прослоями известняка и ракушечника и нерасчлененная мергельно-глинистая толща. Подземная разработка марганцевой руды производилась с плавным опусканием кровли, заходками. При этом толщи пород, составляющие непосредственную кровлю, обрушались через 10—12 м. В заходках с пролетом 3 м обрушение распространялось на 3—3,5 м. Выше происходило плавное опускание и прогиб слоев с образованием редких трещин. При подработке происходило некоторое выполаживание углов откосов, нарушение прямолинейности подъездных путей и на отдельных участках траншеи развились оползни.

Рассмотрим условия устойчивости подлежащего подработке борта выездной траншеи Шевченковского карьера в Никопольском марганцевом бассейне. Подработку намечалось осуществить горными работами подземного рудника, проектируемого на соседнем Запорожском участке.

Рудное поле подземного рудника занимает северную часть Запорожского участка длиной до 2,7 км, шириной около 1 км. Пластообразная рудная залежь мощностью 1,9 м имеет горизонтальное залегание. Мощность покрывающих пород 40—65 м. Проектная мощность рудника 1,2 млн. т руды в год. Проектом намечена комбинированная схема вскрытия траншей и вскрытие штольнями, для чего участок выездной траншеи Шевченковского рудника длиной 1 км будет проведен вдоль границы Запорожского участка заранее. Из его западного борта будут пройдены через все рудное поле штольни, служащие откаточными штреками. Очистные горные работы намечено вести обратным ходом — от границ к устьям штолен.

Горно-геологические условия подработки и результаты расчетов устойчивости подрабатываемого борта приведены выше, в § 3 гл. II.

Расчет произведен исходя из условий подработки верхней части откоса с оставлением под нижней частью временных рудных целиков шириной 38—40 м. В качестве горнотехнических защитных мероприятий принят был также обратный порядок отработки с подвиганием фронта очистных забоев от массива к откосу. Оставление целиков и обратный порядок выемки уменьшают угол откоса примерно на 1°. Согласно расчету принята выпуклая форма откоса. Его преимущество заключалось в оставлении менее значительных целиков у устьев штолен (под нижней частью откоса). Разработка пласта под откосом возможна лишь при условии отсутствия обрушений на поверхности откоса. При выпуклой форме откоса мощность породной толщи, отделяющей подземные работы (у границы целика) от откоса, больше, чем при тех же размерах целиков при прямолинейной форме. Кроме этого при выпуклой форме откоса несколько повышается коэффициент устойчивости (на 3—3,5%) и уменьшается объем вскрышных работ.

На основании расчетов и сравнений был рекомендован общий угол откоса подрабатываемого борта, равный 23—24°, в том числе 28—30° в нижней части откоса, высотой 16—20 м, и 21—22° в верхней части, что достигалось за счет оставления целиков шириной 40 м.

Проверка условий устойчивости подрабатываемых бортов Никопольского марганцевого бассейна производилась методом моделирования. В модели создаются такие напряжения, чтобы прочностная характеристика σ_m соответствовала условию

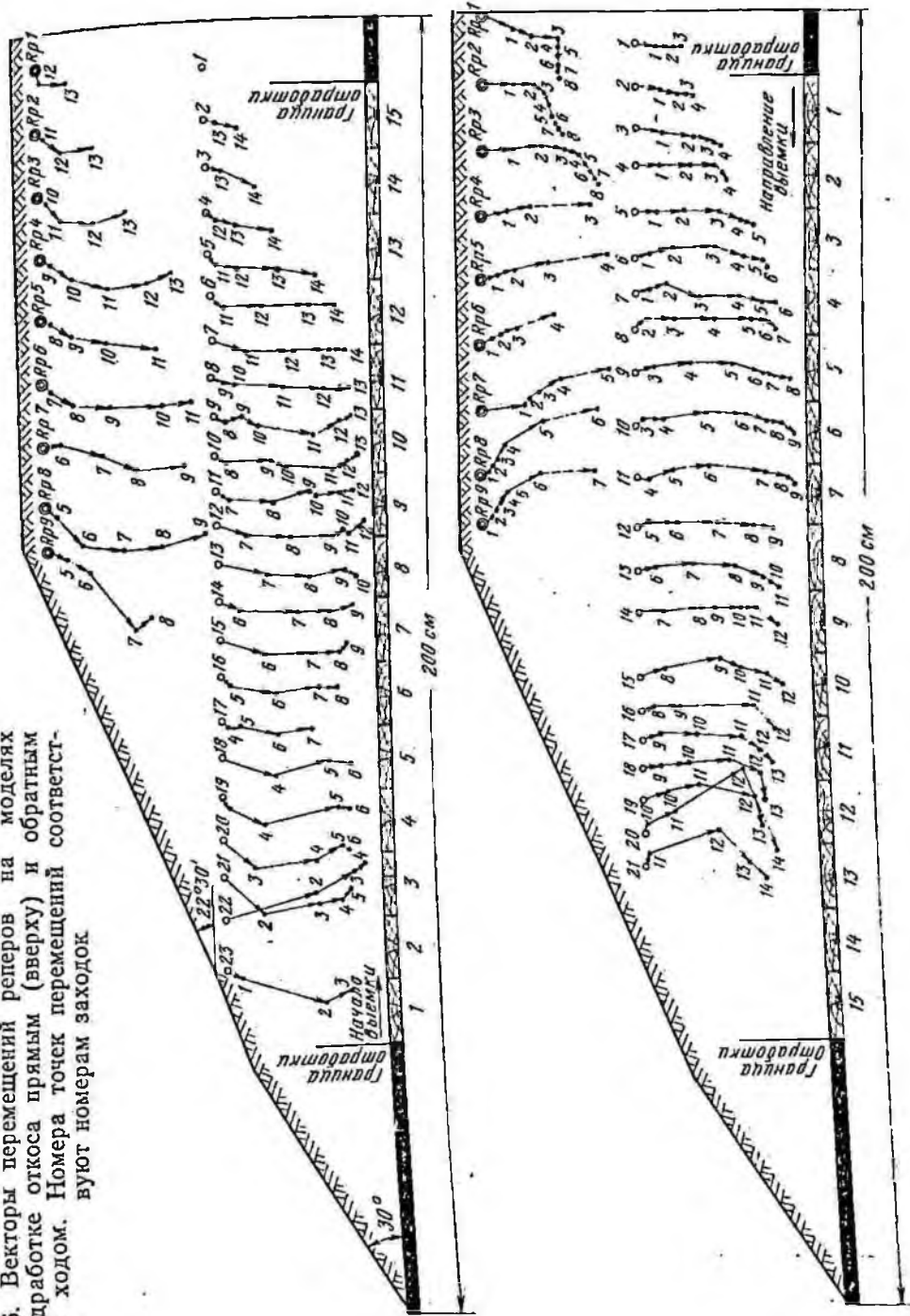
$$\sigma_m = \frac{l_m}{L_n} \frac{\gamma_m}{\gamma_n} \sigma_n,$$

где l_m и L_n — подобные линейные размеры соответственно на модели и в натуре.

По прочности горных пород для заданного геометрического масштаба моделирования при отношении плотности γ_m/γ_n определяется числовое значение прочности материала модели, необходимое для обеспечения подобия. Низкая прочность и пластичность моделируемой толщи пород при подборе эквивалентных материалов определили выбор вазелиновой смеси, состоящей из песка (94%), технического вазелина (3%) и дизельного масла (3%). Смесь имеет следующие положительные качества: однородность слоев, удобство укатки слоев благодаря высоким пластическим свойствам смеси в подогретом состоянии, готовность модели к испытанию сразу после остывания, т. е. через 2—3 ч после укатки, возможность повторного использования материала.

Измерение сдвижений реперов на модели производилось с помощью поверхностных и глубинных зеркальных реперов-тензометров. На рис. 46 приведены графики перемещений реперов при подработке откоса прямым и обратным ходом.

Рис. 46. Векторы перемещений реперов на моделях при подработке откоса прямым (вверху) и обратным (внизу) ходом. Номера точек перемещений соответствуют номерам заходок.



После выемки первой заходки происходил плавный прогиб кровли со стрелкой прогиба 2 мм, а по истечении 7 мин — вывал пачки пород с образованием свода высотой 3—4 см. Перемещения вышележащих слоев не наблюдалось. Это полностью соответствовало натурным наблюдениям.

После выемки второй заходки образовался общий свод обрушения высотой 10—12 см. Над сводом происходил прогиб слоев с расслаиванием и нарушением сплошности последних, в результате чего через небольшой промежуток времени образовалась зона обрушения высотой 18 см, оконтуренная трещинами, а выше — плавный прогиб слоев до поверхности. После выемки третьей заходки свод обрушения расширился до 10 см. По высоте над старым сводом обрушения образовалась зона сдвижения со слабо выраженным расслоением пород на высоту 40 см. Верхние слои пород плавно просели, образуя на поверхности мульду сдвижения, контуры которой прослеживаются визуально. У бровки откоса появились трещины.

Выемка четвертой и последующих заходок привела к расширению зоны сдвижения на величину шага обрушения, равного ширине одной-двух заходок, картина сдвижения пород при этом повторялась. Непосредственно над обнажаемым пространством происходило обрушение пачки пород кровли с образованием свода обрушения; зона сдвижения с некоторым расслоением пород распространялась на высоту 30—35 см; вышележащие слои плавно прогибались. В это же время на расстоянии 30—36 см от забоя в сторону обрушенного пространства происходило уплотнение ранее обрушенных и расслоенных пород.

Длина мульды сдвижения увеличивалась с каждым новым циклом обрушения на 15—18 см. Отмечалось опережающее появление новых трещин на откосе, раскрытие их увеличивалось по мере приближения к ним очистных работ. Ранее образовавшиеся трещины по мере удаления фронта очистных работ закрывались. При прохождении фронта очистных работ непосредственно под откосом наблюдались некоторое зависание пород кровли и увеличение шага обрушения. Это было тем более заметно, чем меньшей становилась мощность покрывающих пород. При подходе фронта очистных работ к границе (целику) обрушения пород кровли после выемки одного вкладыша не наблюдалось — оно происходило лишь при выемке двух-трех заходок. Опережающих трещин на поверхности откоса не было. Столб сдвигающихся пород вблизи подошвы откоса заметно отклонялся к его вершине. Процесс моделирования на стенде был повторен также и при отработке залежи прямым ходом от подошвы откоса к его торцу. Характер сдвижения и обрушения пород при этом был таким же, однако трещин на поверхности откоса было больше, а раскрытие их значительнее.

Воронки на поверхности откоса в обоих случаях не было, однако после выемки двух заходок под нижней частью уступа

(прямым ходом) произошло оседание оконтуренной трещинами толщи пород единым блоком. На поверхности при этом образовалась грабепообразная впадина небольшой глубины, оконтуренная трещинами.

Обрушение пород непосредственно над выработанным пространством, а также сдвигение вышележащих толщ пород на модели и в натуре на шахтах Никопольского марганцевого бассейна протекает совершенно аналогично, что свидетельствует об удовлетворительной представительности модели и позволяет использовать для практических рекомендаций результаты моделирования. При испытаниях были получены близкие значения углов сдвига пород в натуре и на модели.

Данные измерений на модели показывают, что при разработке пластообразной залежи прямым ходом результирующие векторы сил сдвижений в основном направлены в сторону, неблагоприятную для устойчивости борта. При разработке пласта обратным ходом результирующие векторы сил направлены в сторону основного массива откоса, создавая большую устойчивость борта.

Моделированием подтверждена положительная роль целиков у подошвы откоса и отработки обратным ходом. Установлено, что при подработке борта с глубины 12—14 м провалов и воронок на его поверхности нет. Наиболее интенсивно раскрытие трещин происходило у верхней бровки откоса. Интенсивность образования трещин при отработке обратным ходом и при отработке прямым ходом весьма значительна, вследствие чего в натуре необходимо принимать меры к устранению проникновения через них атмосферных вод.

Рассматривая деформирование подрабатываемых бортов карьеров в Никопольском марганцевом бассейне, следует учитывать, что изменение высоты и углов откосов может происходить не только при подработке, но и при дренировании породного массива подземными горными работами. Данное явление отмечено было в Никопольском марганцевом бассейне, а также в условиях других месторождений, где залежи полезных ископаемых покрыты мощными слоями обводненных наносов. Наблюдались оседание и деформация земной поверхности еще до начала очистных горных работ, однако причины их до последнего времени оставались неясными.

Так, на шахте № 20 рудоуправления им. Орджоникидзе до начала очистных горных работ, но после проведения панельных штреков отмечалось оседание поверхности на 60—70 мм (рис. 47). Аналогичным образом в Челябинском бурогольном бассейне оседание промплощадки шахты № 45, по которой не производились очистные работы, за 11 мес составило 70 мм, а на шахте № 44 в период ее строительства — 100 мм.

При изучении причин этих явлений было установлено, что наиболее значительные оседания и деформации поверхности

развиваются при наличии мощных толщ осадочных пород, представляющих чередование слоев песков и глин или мергелей. В этом случае пески быстро отдают воду и довольно быстро происходит дренирование и уплотнение всего массива.

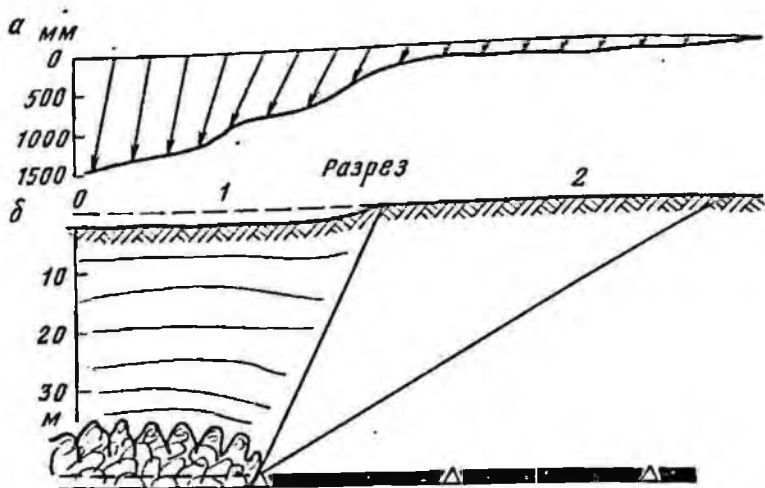


Рис. 47. График сдвижения реперов (а) и разрез (б) по участку шахты № 20 с зонами оседания от подработки (1) и от дренирования (2) пород

В штате Техас (США) специальными наблюдениями установлено, что за 8 лет в результате откачки 1,25 млн. м³ воды из слабосцементированных песчаников и песков, переслаивающихся глинами, оседание земной поверхности достигло 805 мм. В г. Мехико (Мексика) за последние 330 лет уровень поверхности земли опустился на 6 м вследствие интенсивного повышения количества воды, откачиваемой из скважин.

В ФРГ В. Липпманом отмечены даже случаи повреждений двухэтажных жилых домов вследствие оседания поверхности при дренировании пород. Вследствие сезонных колебаний уровня грунтовых вод оседание поверхности превысило 50 мм, неравномерность оседаний южной и северной стороны зданий вызвала образование трещин в стенах домов. Физическая сущность этого явления следующая: при откачке воды из пород, подстилаемых глинами, мергелем, суглинками, в последних происходит одноосное сжатие в условиях простого деформированного состояния. При прекращении откачки и восстановлении первоначального уровня водонасыщенность глинистых пород и их объем увеличиваются не в первоначальном, а несколько меньшем объеме. Каких-либо данных о восстановлении объема в натуральных условиях нет.

Характеристикой сжимаемости пород является компрессионная кривая, определяющая зависимость коэффициента пористо-

сти от изменения давления $\Delta\sigma$. Модуль одноосного сжатия для рассматриваемого случая

$$E_1 = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\chi} \chi_1, \quad (136)$$

где $\Delta\chi$ — изменение фазового состава пород при изменении напряжения; χ_1, χ_2 — содержание твердой фазы (скелета) и воды в единице объема породы:

$$\Delta\chi = \chi'_1 - \chi_1 = \chi_2 - \chi'_2. \quad (137)$$

Для определения осадки слоя была получена следующая формула:

$$U_s = \frac{\Delta\sigma}{E_1} m_c, \quad (138)$$

где m_c — мощность слоя.

При водопонижении давление частиц скелета увеличивается на величину $(H_1 - H_2)\gamma_0$, где $H_1 - H_2$ — разность уровней воды до и после водопонижения; $\gamma_0 = 10^{-3}$ кг/см³ — плотность воды.

Необратимые осадки глинистых пород при большой мощности слоя Σm

$$\Sigma U_s = \frac{\Sigma \Delta\sigma}{E_1 J} \Sigma m, \quad (139)$$

где J — начальный градиент.

В Никопольском марганцевом бассейне предельные оседания, определяемые дренированием породной толщи, достигают 0,15—0,2 м, а в условиях Белозерского железорудного месторождения (Запорожская область), где мощность обводненной толщи составляет 300—350 м, — 1,0—1,5 м.

§ 2. Доработка открытым способом запасов руды в зонах подземных выработок в Криворожском бассейне

Мощные крутопадающие пласты месторождений Кривого Рога на протяжении многих лет разрабатываются системами массового обрушения со значительными потерями и разубоживанием. По данным учета, потери составляют, как правило, 15—20%, достигая по отдельным блокам (при применении системы этажного самообрушения) 30—50%. В целом по месторождению потери значительно больше, чем по отдельным блокам, так как не учитывается составление в недрах непромышленных залежей и апофиз мощностью до 1,5 м. В связи с тем, что разубоживание рудной массы происходит обычно за счет пород с содержанием железа до 40—45%, фактические потери во многих случаях намного превышают отчетные данные. Так,

по данным А. И. Мещерякова, на руднике им. Дзержинского потери чистой руды в целом по месторождению составляют около 50%. Столь значительные потери отмечаются и на зарубежных рудниках, применяющих аналогичные системы разработки. Так, на руднике «Инспирейши» (США) при добыче вкрапленных руд потери составили 43%, разубоживание — 48%. Особенно значительное количество потерянной руды оставлено на верхних отработанных этажах рудников Кривого Рога, поскольку в довоенное время рудная масса, содержащая меньше 55—56% железа, не разрабатывалась.

Таким образом, выработанное пространство верхних этажей криворожских рудников и прилегающие к нему участки зоны обрушения заполнены несвязной разрыхленной массой, представляющей собой смесь потерянной руды, обрушенных железистых пород и наносов. Содержание железа в этой массе составляет от 25—30 до 40—45%.

При обеспечении условий безопасности доработка этих участков открытым способом экономически не менее целесообразна, чем разработка открытым способом железистых пород на карьерах ГОКов или разработка подземным способом богатых руд на больших глубинах.

В отличие от железистых пород, добываемых на карьерах ГОКов, разработка разубоженных пород в зонах обрушения потребует ведения буровзрывных работ лишь в редких случаях, а обогащение руд вполне осуществимо по более простой схеме.

Добыча разубоженных руд комбинированными способами тем более целесообразна, что на рудниках Кривбасса в настоящее время построены обогатительные фабрики производительностью до 1 млн. т в год, предназначенные для обогащения разубоженных руд, добываемых подземным способом, и загруженные, как правило, менее чем наполовину.

В первую очередь открытым способом следует дорабатывать участки, где подземные работы прекращены в связи с выклиниванием залежей на глубине или склонением их под пологим углом.

К числу таких участков относятся южное крыло шахты «Коммунар — Победа» рудника им. Дзержинского, где залежи имеют склонение под углом 20—25°; фланговый участок поля шахты «Центральная» рудника «Ингулец», где склонение залежей составляет 45°, и участки, отработанные шахтами рудоуправления им. Ильича.

За последние годы открытым способом разрабатывались отдельные залегающие на небольшой глубине залежи богатых руд, под которыми производятся подземные работы. Такая разработка применялась на рудниках им. Дзержинского, им. XX партсъезда, им. К. Либкнехта, им. Фрунзе, им. Коминтерна.

Как отмечалось выше, в крепких породах при достаточно большой мощности и крутом падении залежей процесс сдвижения при подземных разработках протекает в наиболее опасной форме обрушения. Поэтому подземные разработки под карьерами во всех этих случаях производятся с оставлением достаточно прочных опорных междукамерных целиков и мощных барьерных целиков, отделяющих дно карьера от подземных камер. В дальнейшем доработка барьерных и опорных целиков производится открытым способом при условии прекращения подземных работ.

Рудник им. XX партсъезда разрабатывает подземным способом мощные крутопадающие рудные залежи Саксаганьской погосы. Вмещающие породы — трещиноватые джеспиллиты и роговики, переслаивающиеся с хлоритсыми и аспидными сланцами. Коэффициент крепости вмещающих пород и руд колеблется от 3—4 до 14—16. Разработка осуществляется системой с обрушением и системой с открытым выработанным пространством.

На руднике им. Дзержинского открытым способом разрабатываются верхние участки рудных залежей шахты «Саксагань», выходящие в долину одноименной реки. К моменту окончания строительства шахты и развития работ в карьере русло реки было перенесено в тоннель, специально построенный в стороне от месторождения.

На руднике им. XX партсъезда в течение нескольких лет открытым способом разрабатывалась верхняя часть залежей шахты «Южная». Подземные горные работы шахты производились камерной системой с оставлением достаточно прочных междукамерных целиков и потолочин. Ширина камер составила 25—30 м, междукамерных целиков — 20 м, мощность потолочин — более 35 м. После прекращения открытых горных работ производилась отработка потолочины подземным способом.

Параллельное ведение открытых и подземных горных работ до 1962 г. осуществлялось и на руднике им. Фрунзе, где в южной части рудного поля открытым способом разрабатывался верхний участок крутопадающей залежи и одновременно подземные работы производились на нижних горизонтах. Карьер отработан до предельной проектной глубины. На рудниках им. Фрунзе и им. К. Либкнехта разработка открытым способом производилась в породном массиве, частично разрушенном при ведении подземных работ.

Однако во всех, в том числе в двух последних случаях откосы бортов были достаточно крутыми и их обрушений не отмечалось. Произошел лишь оползень в наносах лежащего бока залежей в борту карьера шахты «Южная», но этот оползень не связан с ведением подземных работ.

§ 3. Ведение открытых разработок Криворожского ЦГОКа в зонах старых и действующих подземных работ

Карьер ЦГОКа (Центрального горнообогатительного комбината) является в настоящее время наиболее ответственным объектом, под которым производятся подземные горные работы в условиях мощных крутопадающих рудных месторождений Кривого Рога. Подземные работы под карьером производятся на глубине 500—700 м и будут продолжаться на более значительных глубинах. Этот карьер разрабатывает крупное месторождение железистых кварцитов «Большая Глееватка» в центральной части Саксаганьской антиклинали, представленное четырьмя железистыми горизонтами. Промышленное значение имеют второй и четвертый железистые горизонты, сложенные карбонато-хлорито-магнетитовыми роговиками крепостью по шкале проф. М. М. Протодьяконова 10—15, общей горизонтальной мощностью от 35 до 200 м.

Вмещающими породами являются хлорито-биотитовые и кварцево-хлоритовые сланцы крепостью 7—10, переменной мощности. Средняя горизонтальная мощность всей свиты пород составляет около 400 м, в том числе мощность железистых роговиков — около 250 м. Угол падения пород колеблется от 55 до 65°. Мощность наносов составляет до 35 м.

Месторождение разрабатывается в две очереди. Первоначально обрабатывается южный участок, примыкающий к полям шахт рудника им. Коминтерна и частично рудника им. К. Либкнехта. Параллельно с развитием вскрышных и началом очистных работ на южном участке и разном западного борта карьера проводится вскрытие северного участка, примыкающего к шахте им. Фрунзе. Наряду с основными рудоносными горизонтами в разработку вовлекается первый и пятый железистые горизонты. Общая длина карьера составляет 4000 м, средняя ширина — 850 м.

Первоначально карьер был запроектирован глубиной 200 м, затем было намечено его углубление. Месторождение было вскрыто внутренними тупиковыми траншеями по лежащему боку Глееватского пласта богатой руды за пределами зон обрушения от старых выработок рудника им. Фрунзе. Контур карьера разбит по глубине на 15 эксплуатационных горизонтов: четыре по наносам (высота уступа равна 10 м) и одиннадцать по скальным коренным породам (высота уступа равна 15 м). Верхние уступы в восточном направлении достигли проектных положений.

На карьере применяется комбинированный транспорт. Доставка руды на обогатительную фабрику, а также пород вскрыши на отдаленные отвалы осуществляется железнодорожным транспортом. Отсыпка вскрышных пород в зону обрушения,

расположенную в непосредственной близости от карьера, и транспортирование руды от забоев до погрузочных пунктов на верхних уступах производится автотранспортом.

Особенностями применения транспорта в условиях карьера ЦГОКа является то, что карьерные коммуникации и сооружения находятся в зоне деформаций поверхности, как небольших по величине, выражающихся несколькими миллиметрами в сутки, так и внезапных подвижек с появлением провалов и воронок.

Карьер ЦГОКа разрабатывает всячий бок богатых рудных залежей 11-го Саксаганьского пласта. Выходя под насосы на расстоянии 350—450 м к востоку от участка карьера, рудные тела, имеющие в большинстве пластообразную форму, падают на запад под углом 55—65° и на глубине 600—800 м находятся непосредственно под карьером (рис. 48, 49).

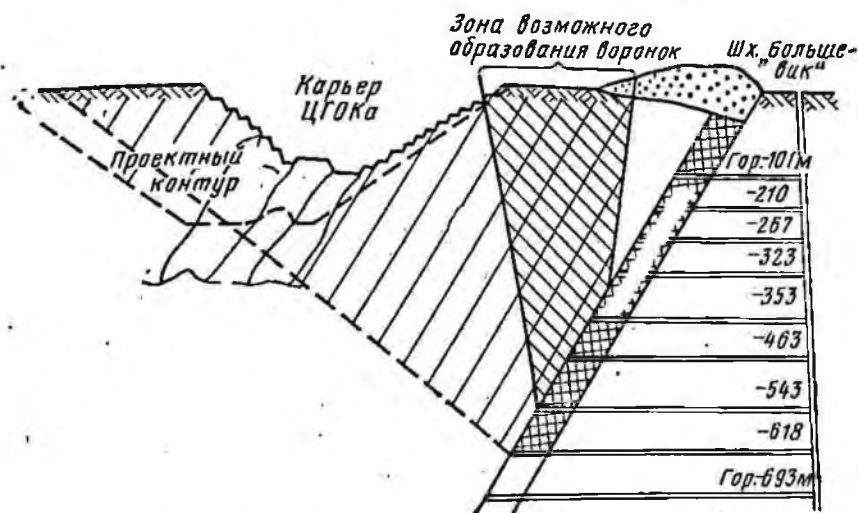


Рис. 48. Схема подработки карьера ЦГОКа шахтой «Большевик» с зоной возможного образования воронок (заштрихована)

При отработке большей части рудных залежей шахт «Большевик» и «Октябрьская» применяются система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами, а также различные модификации систем с открытым выработанным пространством. С точки зрения влияния подземных работ на формирование процесса сдвижения между этими системами нет принципиальных различий.

Как при той, так и при другой системе происходит обрушение вышележащих пород, с той лишь разницей, что при камерной системе перепуск обрушенных пород с вышележащих горизонтов и последующее развитие сдвижения пород всяческого бока происходят после полной отработки камеры, в то время как при системе подэтажного обрушения перемещение и сдви-

жение пород происходят в процессе отработки блока. В настоящее время подработка производится с закладкой выработанного пространства.

Глееватский пласт, расположенный в всячем боку карьера, разрабатывался ранее шахтами № 1-бис и № 5 рудоуправления им. Фрунзе. Подземные горные работы шахты № 1-бис прекращены еще в 1956 г., и при ведении открытых работ бы-

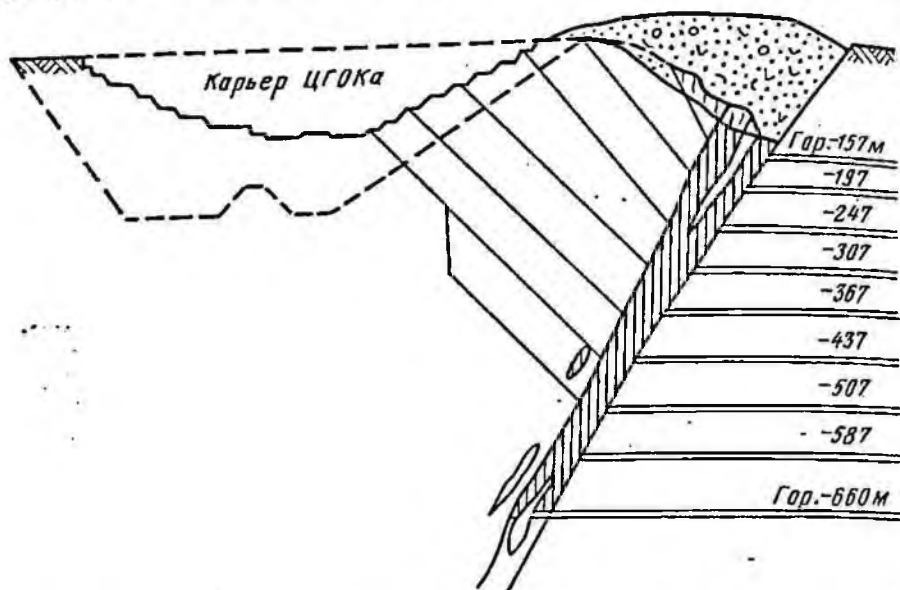


Рис. 49. Схема подработки карьера ЦГОКа шахтой «Октябрьская»

ло установлено, что процесс деформации на этом участке почти полностью закончен. Залежи отработаны до глубины 180 м, а так как всячий бок сложен сравнительно мягкими породами (охристые и углистые сланцы) подвижки пород всячего бока на поверхность происходили в довольно короткий срок с образованием на поверхности небольших по глубине и объему воронок. Однако при вскрытии старых подземных работ карьером иногда обнаруживали незаполненные пустоты, которые создавали опасность аварий при ведении открытых горных работ.

Шахта № 5 отработывает залежи под северным участком карьера. Однако горные работы на южном участке поля, расположенные непосредственно под карьером, после отработки залежи до гор. 225 м полностью прекращены. К началу открытых горных работ на этом участке процесс деформации полностью прекратился, а влияние подземных горных работ, производимых на остальном участке рудного поля, в ближайшее время не ожидается в результате склонения залежей на север.

По условиям подработки, характеру проявления процесс сдвижения от ведения подземных горных работ на земной поверхности всю территорию проектного контура карьера Криво-

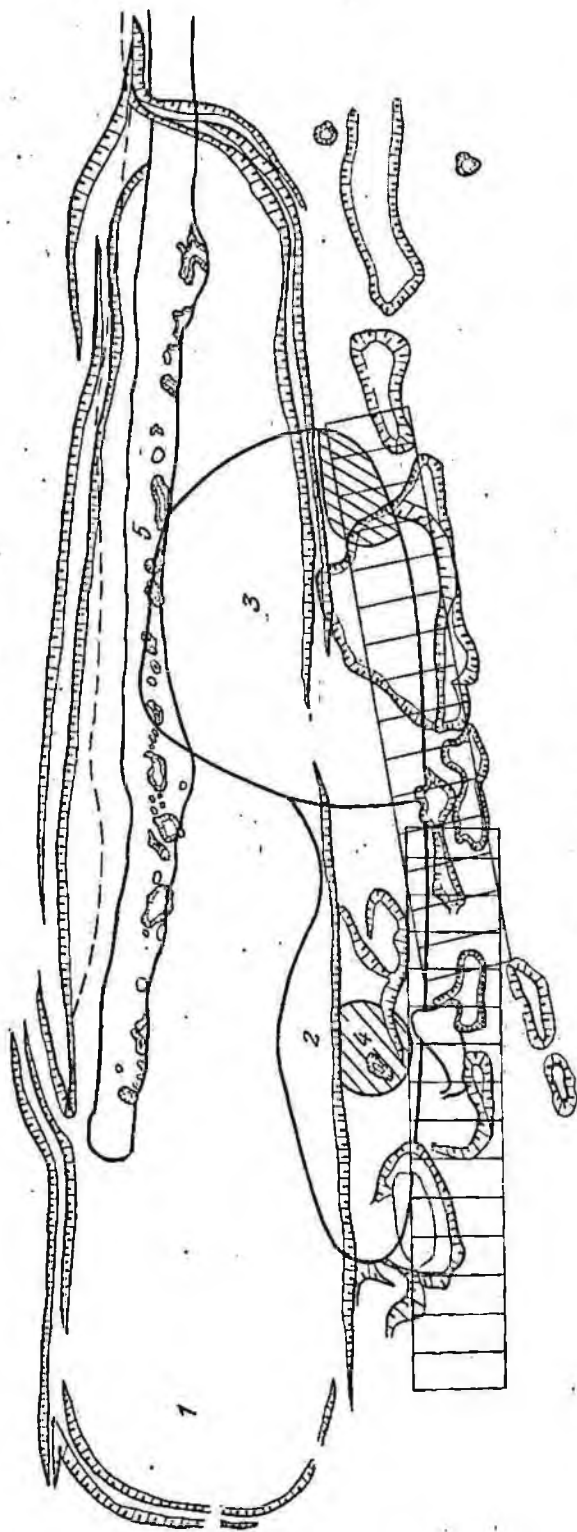


Рис. 50. План карьера ЦГОКа:

1 — неподабатываемый участок; 2 — зона влияния горных работ шахты «Большевик»; 3 — зона сдвижения от горных работ шахты «Октябрьская»; 4 — зоны образования воронок; 5 — зоны старых подземных работ

рожского центрального горнообогатительного комбината можно разделить на четыре основные зоны (рис. 50):

а) первая зона включает крайний южный участок территории карьера, находящийся вне пределов влияния подземных горных работ ближайших шахт рудников им. Коминтерна и им. К. Либкнехта; с возрастанием глубины разработки этих шахт величина первой зоны сокращается;

б) вторая зона включает участок карьера, находящийся несколько севернее, она подвержена влиянию горных работ шахты «Большевик» и частично шахты «Октябрьская». Залежи в этом случае имеют ограниченную длину по простиранию и систематического сдвижения поверхности не происходит — имеется опасность внезапных обрушений поверхности с образованием локальных провалов или воронок (см. рис. 48, 49);

в) третья зона включает центральную и частично северную часть карьера, она является зоной влияния горных работ шахты «Октябрьская»; сдвижение пород происходит медленно и в пределах контура карьера и не сопровождается обрушением (см. рис. 49, 50);

г) четвертая зона включает северный участок и весь западный борт карьера, она представляет собой зону влияния старых горных работ шахт рудника им. Фрунзе, где в основном закончился процесс сдвижения, однако сохранились отдельные небольшие подземные пустоты.

Общая длина залежей основного простирания шахты «Большевик» (под второй зоной карьера) на действующих гор. 323 и 398 м достигла 1200 м, однако не менее 30—35% ее площади приходится на безрудные включения. С увеличением глубины залегания до гор. 543 м общая длина залежи по простиранию уменьшится до 800—900 м. В то же время число безрудных включений, а также их мощность сокращаются до такой степени, что ниже гор. 543 м основную залежь шахты «Большевик» можно считать почти сплошной.

Залежи южного участка поля шахты «Октябрьская», разделенные на верхних горизонтах большим числом безрудных включений, на гор. 437 м также сливаются между собой и с основной залежью 4—5. Ниже гор. 437 м залежь шахты «Октябрьская» сплошная, разделенная небольшим числом безрудных включений, незначительных по ширине (до 20 м).

Залежи параллельного простирания шахты «Большевик» представляют собой два комбинированных рудных тела довольно большой длины, разделенные мощным безрудным включением (200—250 м), но, в свою очередь, состоящие из отдельных вытянутых по падению залежей (по 40—80 м), разделенных небольшими по ширине (20—30 м) безрудными целиками.

К подобного рода залежи (второй зоны) можно отнести залежи северного участка поля шахты «Октябрьская», представляющие собой слепые ответвления от основной залежи. Длина

их по простиранию доходит до 80 м, однако половина длины приходится на безрудные включения.

Залежью Основного простирания шахты «Октябрьская», приуроченной к третьей зоне, является залежь 4—5, представляющая собой сплошное рудное тело, вплоть до гор. 437 м. На нижних горизонтах, сливаясь с залежами южного участка поля, она представляет сплошную пластообразную залежь длиной по простиранию до 1300 м. Мощность залежи, на гор. 367 и 437 м доходящая до 80 м, вследствие слияния с рудными залежами Параллельного простирания за счет оруднения пропласта снижается на гор. 587 м до 30 м и имеет склонность к дальнейшему уменьшению.

Разработка мощных крутопадающих пластообразных месторождений сопровождается перемещением пород из выработанного пространства вышележащих залежей. Сдвигающаяся толща пород разделяется на клин сдвигаения и призму сдвигаения. Сдвигаение призмы начинается после подработки определенного участка залежи по падению (первого, второго этажа), составляющего шаг обрушения висячего бока. К этому моменту выработанное пространство в значительной мере оказывается заполненным обрушенными породами (рис. 51).

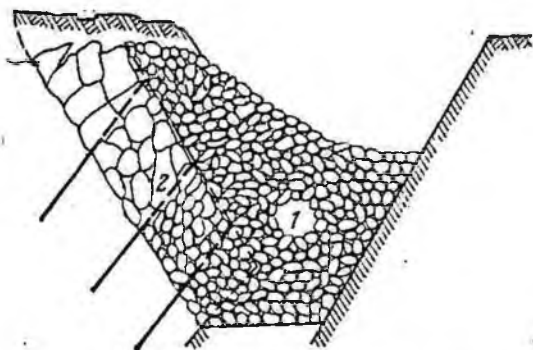


Рис. 51. Схема обрушения пород при разработке сплошной крутопадающей рудной залежи:

1 — клин сдвигаения; 2 — призма сдвигаения

На поверхности зона сдвигаения также разделяется на две части: примыкающую к провалу или карьеру на выходе залежи зону интенсивного сдвигаения, составляющую поверхность клина сдвигаения, и периферийную зону — поверхность призмы сдвигаения с мало интенсивным оседанием и незначительной деформацией поверхности.

При увеличении глубины разработки от 150—200 до 400—500 м произошло выполаживание углов обрушения, за счет чего каждый новый цикл обрушения захватывал несколько большую площадь поверхности. Сдвигаение точек поверхности при каждом последующем цикле обрушения по абсолютной величине уменьшалось, и лишь после достижения глубины разработки 437 м при отработке следующего этажа гор. 437—517 м выполаживание прекращалось. Уменьшение мощности залежи на этих горизонтах, некоторое уменьшение длины залежи, а также засыпка провалов и замедление процесса с глубиной явились причинами задержки сдвигаения поверхности.

Заполнение образовавшихся в результате подработки упомянутого этажа пустот произошло за счет перепуска вышедших обрушенных пород в пределах «клина сдвижения». Сдвижение собственно пород висячего бока этажа гор. 437—517 м на поверхности не проявляется совсем или проявляется в виде незначительного оседания без разрыва сплошности пород.

Постепенное нарастание глубины разработки в диапазоне 200—400 м, изменение некоторых сопровождающих это возрастание факторов, в том числе увеличение обводненности пород, определили весьма скачкообразное изменение как формы протекания процесса, так и углов сдвижения.

Дальнейшее возрастание глубины до 500—700 м, а также изменение некоторых других факторов предопределяют второе существенное изменение формы протекания процесса сдвижения и изменение углов сдвижения.

Изменение формы протекания процесса означает все большее замедление скорости и возрастание значения плавных сдвижений и прогибов при сокращении обрушений. При этом углы сдвижения незначительно увеличиваются.

При возрастании глубины от 300—400 до 500—700 м происходит существенное изменение некоторых факторов, определяющих не только форму протекания процесса, но и углы сдвижения (табл. 33).

Таблица 33

Горизонт, м	Размеры рудных тел по простиранию, м			Фактические размеры зоны сдвижения по простиранию, м	Отношение глубины разработки		Максимальная мощность залежей, м
	всего с безрудными включениями	в том числе безрудных включений	свободного пролета		к общей длине залежи	к наибольшему свободному пролету	
247	1180	200	650	650	0,16	0,31	60—70
307	1480	270	670—730	750	0,19	0,40	45
367	1530	175	720	750	0,23	0,49	40
437	1540	35	1320	780	0,29	0,34	38
517	1510	38	1140	—	0,35	0,47	30
587	1520	148	530	—	0,37	1,05	28
660	1400	146	510	—	0,43	1,18	26—28

Из данных, приведенных в табл. 33, видно, что эти изменения включают:

а) возрастание кратности в 3—4 раза, определяемое не только увеличением глубины разработки, но и значительным уменьшением мощности залежи;

б) приближение к 0,9—1,0 отношения глубины разработки

к длине залежи; при таких соотношениях начинается зависание пород и увеличение углов сдвижения;

в) быстрое возрастание давления на безрудные включения в южной части поля (как вследствие возрастания глубины, так и вследствие их выклинивания с глубиной), что способствовало их разрушению и скачкообразному увеличению длины свободного пролета залежи;

г) изменение топографии поверхности вследствие насыпки отвалов на месте выемок старых карьеров и провалов на выходах залежей и создания выемки карьера ЦГОКа в всячем боку.

Таким образом, как и в общем случае, так и в конкретных условиях шахты «Октябрьская» возрастание глубины разработки сопровождается изменением факторов, оказывающих диаметрально противоположное влияние на величину углов сдвижения. Увеличение глубины залегания залежи до величины, близкой к длине залежи по простиранию, приводит к тому, что на распространение сдвижения в глубь массива начинают влиять торцы залежи. При разработке залежи на глубине 450—500 м влияние торцов сказывается настолько, что они в какой-то мере задерживают развитие процесса сдвижения на новом участке.

Отношение глубины залежи к ее длине на гор. 507—587 м составляет 0,7—0,8, что довольно близко к значениям 0,9 при которых начинается зависание пород.

Однако слияние на гор. 437—587 м основной залежи с залежами южного крыла и увеличение за счет этого общей длины свободного пролета залежи на 400—500 м устраняет влияние торцов и позволяет вовлечь в зону сдвижения новый участок поверхности.

На нижележащем горизонте вновь отмечается появление безрудных включений, что, в свою очередь, влияет на характер деформации. В то же время изменение топографии поверхности, обусловленное ведением горных работ карьера ЦГОКа, существенно влияет на углы сдвижения.

Как показали расчеты, только засыпка старых карьеров и создание на выходах залежей шахты «Октябрьская» отвалов высотой 30—45 м определили увеличение угла сдвижения на глубине 500 м на 2—3°, а выемка в контуре ЦГОКа — еще на 4—5°. Таким образом, начиная с момента насыпки зоны обрушения шахты «Октябрьская» вскрышными породами карьера ЦГОКа, зависание пород в значительной мере определилось также и действием насыпки.

Южная часть карьера ЦГОКа подрабатывается горными работами шахты «Большевик». Сдвижение пород не происходит планомерно, а проявляется в виде обрушения на отдельных участках. При отработке залежей накапливаются подземные пустоты. Общий объем их достигает 1,5—2 млн. м².

Таблица 34

Горизонт, м	Размеры рудных тел по простиранию, м			Отношение глубины разработки		Коэффициент концентрации давления на целик	Давление на 1 м ² безрудных целиков, тыс. т
	всего	в том числе безрудных включений	наибольшего свободного пролета между безрудными включениями	к общей длине залежи	к наибольшему свободному пролету		
Выше 164	650	140	220	0,2	0,7	—	—
164—216	800	130	280	0,7	0,7	6	2,0
216—267	1080	250	170	0,2	1,4	4,1	1,9
267—823	1080	200	180	0,3	1,6	4,4	2,4
323—393	1040	250	280	0,3	1,3	4,2	2,8
393—468	970	330	180	0,4	2,4	2,9	2,2
468—543	910	230	320	0,5	1,5	4	3,6
543—620	910	80	540	0,6	1,1	11,4	12,0
620—693	860	65	500	0,8	1,3	13,3	16,0
Ниже 693	800	70	490	0,9	1,4	11,4	15,5

В табл. 34 приведены данные о длине по простиранию рудных залежей и разделяющих их безрудных включений. Как видно из таблицы, отношение глубины разработки к длине наибольшего свободного от безрудных целиков пролета выработанного пространства на каждом этаже ниже гор. 216 м превышало 1,8. Этим объясняется систематическое зависание пород, наблюдаемое до последнего времени. Известно, что при отношении 1,8 в бассейне прекращается распространение процесса сдвижения на новые площадки. Поэтому безрудные включения в данном случае используют в качестве опорных целиков, и обрушение пород всяческого бока нижнего гор. 216 м могло произойти при условии разрушения одного из этих целиков.

Действительно, местные обрушения, которые произошли в 1952—1953 гг. в южной и в 1958—1959 г. в центральной части поля, сопровождались раздавливанием небольших безрудных целиков.

§ 4. Повторная отработка открытым способом участков Никитовского ртутного месторождения

Никитовское ртутное месторождение расположено вдоль оси Главного антиклинала Донбасса с падением крыльев под углами от 35 до 70°. Оруденение приурочено к мелкозернистым песчаникам. Рудными зонами являются участки Софиевского, Чегарникского и Чернокурганского куполов, где песчаники обо-

гащены рудными минералами. Они имеют форму линзообразных тел большой мощности (до 50 м) или жил мощностью 1—3 м. Песчаники трещиноваты, крепость их составляет 8—10 по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова.

Разработка месторождения велась с 1885 г. открытым способом на глубину 12—15 м, позднее подземным способом обрабатывались, наиболее, обогащенные зоны системами с магазинированием и открытых камер. Заполнение пустот производилось бедной рудой и безрудными песчаниками, разрабатываемыми на поверхности. В отдельных местах пустоты оставались незаполненными; целики, как правило, не обрабатывались.

Работы велись на нижележащих гор. 150—270 м системой этажного обрушения и системой с магазинированием на участках с небольшой мощностью рудных тел или же при необходимости сохранения поверхности. В настоящее время разработка производится частично ниже гор. 270 м.

При подземном способе разработки с обрушением пород происходили большие потери руды в недрах. В настоящее время промышленное содержание составляет 0,08%, минимальное бортовое — 0,06%. В связи с этим выше гор. 150 м осталось несколько миллионов потерянной руды промышленного (по современным кондициям) содержания. Обработка этих запасов ведется на протяжении ряда лет карьерами, расположенными в зонах старых горных работ и в зонах сдвижения от действующих подземных разработок.

Разработка производилась на отдельных участках карьерами глубиной до 45—50 м, размерами в плане: длина — до 250—350 м, ширина 150—250. Доставка руды и вскрышных пород осуществляется автотранспортом.

При карьерной разработке, как правило, часть бортов находится в зоне разрушенного при подземной разработке породного массива. В ненарушенном породном массиве общий угол откоса обычно составляет 40—42°, в частично разрушенном массиве 32—36° и в значительно разрушенном породном массиве 25—28°. Углы заоткоски отдельных уступов составляют соответственно 65—80°, 50—60° и 40—45°.

Предполагается значительное расширение открытых разработок на верхних горизонтах Никитовского ртутного месторождения (до глубины 150 м) с доработкой в перспективе большей части потерянных запасов руды. При этом возникает необходимость в осуществлении комплекса горнотехнических и организационных мероприятий по безопасности ведения открытых работ, включая выявление подземных пустот и оконтуривание участков возможных обрушений, проведение наблюдений за состоянием породного массива, а также осуществление необходимых мер при ведении подземных горных работ на нижних горизонтах.

Учитывая, что горно-геологические условия Никитовского ртутного месторождения имеют некоторое сходство с условиями Криворожского бассейна, существует возможность использования опыта Криворожского ЦГОКа и других предприятий.

§ 5. Устойчивость подрабатываемых бортов на одном из карьеров, разрабатывающем руды редких металлов

Рассмотрим условия устойчивости подрабатываемых подземными работами бортов карьера одного из крупных предприятий по разработке руд редких металлов. На предприятии одновременно с открытыми работами ведется подземная разработка на нижних горизонтах.

Карьером обрабатываются юго-западная, западная и северная части месторождения. Участок сложен известняками, углесто-глинистыми, углесто-кремнистыми и глинисто-сланцевыми сланцами. Геологическое строение осложнено многочисленными тектоническими нарушениями. Крепость пород по шкале проф. М. М. Протодяконова составляет 5—8.

Подземные работы производятся более 20 лет. Первоначально, при отработке верхних горизонтов, применялись различные системы с обрушением пород. В дальнейшем в связи с распространением эндогенных подземных пожаров разработка стала производиться только системами с полной закладкой выработанного пространства при отработке горизонтальных слоев в нисходящем порядке. Подземными работами были выработаны лишь наиболее богатые участки месторождения.

Более 12 лет производится повторная открытая разработка месторождения. Параметры первой очереди карьера в юго-западной части месторождения: глубина 224 м, длина 1640 м, ширина 900 м, генеральный угол погашения борта $32^{\circ}30'$ — $35^{\circ}30'$.

Значительные осложнения при ведении открытых горных работ представляют последствия первоначальной подземной разработки.

В контуре карьера отсутствуют более или менее значительные подземные пустоты. Однако открытыми горными работами вскрываются подготовительные и очистные выработки, лишь частично заполненные обрушенными породами или глинистой пульпой — на верхних горизонтах и цементированной (твердеющей) закладкой — на нижних.

Наиболее характерной особенностью геологического строения рассматриваемого борта является наличие наиболее слабой поверхности контакта пород. Она залегает также согласно с падением откоса борта. Эта наиболее слабая поверхность может проходить намного ниже откоса или непосредственно вблизи его. Могут быть участки, где упомянутая поверхность имеет

более пологое падение, чем откос борта, и подсечена открытыми горными работами.

Поэтому пространственное положение упомянутой поверхности, главным образом ее угол падения и расстояние до откоса, являются факторами, в основном определяющими условия устойчивости борта.

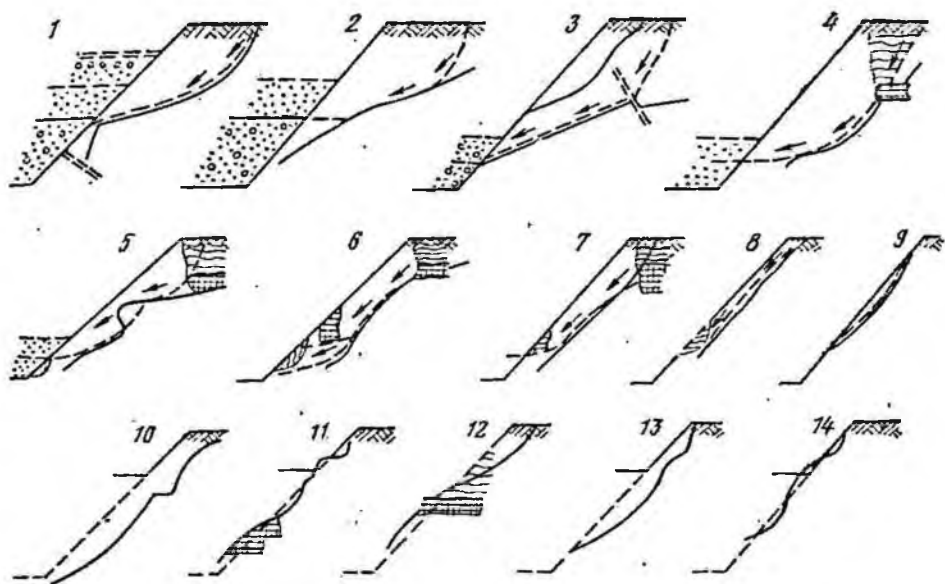


Рис. 52. Разрезы вкрест простирания пород (через 20 м) на подработанном и частично подсыпанном участке борта карьера, разрабатывающего руды редких металлов

На рис. 52 схематично изображены разрезы 1—14 оползневого участка восточного борта данного карьера. На этих разрезах показаны поверхность контакта пород (сплошные линии), старые горные работы и зона деформированных при подработке пород (заштриховано), границы подсыпки борта внутренними отвалами до развития оползней (сплошные линии) и граница дальнейшей подсыпки (пунктир), границы оползневого участка на земной поверхности и поверхности откоса по маркшейдерским данным (штрих-пунктир), а также наиболее вероятное положение поверхности скольжения в массиве (пунктир), уточненное не только по данным маркшейдерских наблюдений в карьере, но и наблюдениями в отдельных горных выработках, пересекаемых этой поверхностью.

В соответствии с особенностями строения пород и положением поверхности контакта относительно откоса борта следует применять несколько разновидностей схем расчетов устойчивости откоса, являющихся в основном модификациями расчетного метода «прислоненного откоса». Принципиальные расчетные схемы приведены на рис. 53.

Схема 1. На схеме изображен участок породного массива, где поверхность ослабления с достаточно пологим углом падения β_0 подсечена откосом борта, имеющим более крутой угол наклона ($\alpha > \beta_0$). Обычно принято оценивать условия

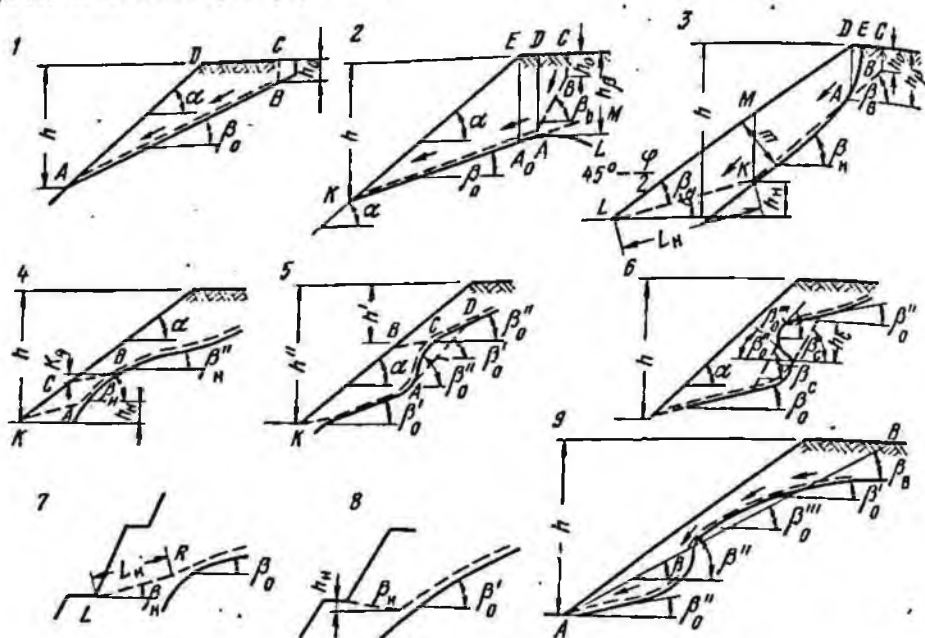


Рис. 53. Принципиальные схемы (1—9) расчета устойчивости борта при наличии поверхности анизотропии с резко изменяющимися углами падения

устойчивости с помощью коэффициента устойчивости η , представляющего собой отношение сил, удерживающих породу откоса, к силам, сдвигающим их. Устойчивое положение характеризуется коэффициентами $\eta > 1$, предельное — $\eta = 1$, неустойчивое — $\eta < 1$.

Без учета остаточного сцепления по поверхности ослабления (C_0) коэффициент устойчивости борта на участке определяется по формуле

$$\eta = \operatorname{ctg} \beta_0 \operatorname{tg} \zeta, \quad (140)$$

где ζ — угол трения по поверхности ослабления.

Без учета сцепления, независимо от высоты подсеченного откоса, ζ является неустойчивым при условии, что $\beta_0 > \zeta$.

С учетом остаточного сцепления C_0 по поверхности ослабления критическая высота устойчивого откоса

$$h_{кр} = \frac{2C_0 \sin \alpha}{\gamma (\sin \beta_0 - \cos \beta_0 \operatorname{tg} \zeta) \sin (\alpha_0 - \beta_0)}, \quad (141)$$

где γ — плотность пород.

В связи с инженерной оценкой устойчивости путем решения пространственной задачи необходимо определять коэффициенты устойчивости откосов в плоских сечениях при высотах откосов, превышающих расчетные критические высоты. При этом следует учитывать, что деформирование откоса происходит в форме сползания пород по поверхности ослабления с отрывом нижней части породной призмы от верхней по вертикальной трещине. Высота верхней части породной призмы, если пренебречь сопротивлением пород отрыву, определяется по формуле, аналогичной формуле (141), при $\alpha = 90^\circ$:

$$h_0 = \frac{2C_0}{\gamma \cos \beta_0 (\sin \beta_0 - \cos \beta_0 \operatorname{tg} \zeta)} \quad (142)$$

С учетом величины удельного сопротивления пород отрыву высота верхней сохраняющей устойчивость части призмы составит

$$h_0 = \frac{2(C_0 - \sigma_p \operatorname{tg} \beta_0)}{\gamma \cos \beta_0 (\sin \beta_0 - \cos \beta_0 \operatorname{tg} \zeta)} \quad (143)$$

Коэффициент устойчивости нижней части призмы и, следовательно, коэффициент устойчивости борта карьера с учетом остаточного сцепления

$$\eta = \operatorname{ctg} \beta_0 \operatorname{tg} \zeta + \Delta\eta, \quad (144)$$

где $\Delta\eta$ — дополнительный член, учитывающий остаточное сцепление по поверхности ослабления.

С учетом сопротивления пород отрыву

$$\Delta\eta = \frac{2}{\gamma \sin^2 \beta_0} \frac{C_0 (h - h_0) - \sigma_p h_0 \sin \beta_0}{(h^2 - h_0^2) \operatorname{ctg} \beta_0 - h^2 \operatorname{ctg} \alpha_0} \quad (145)$$

В трещиноватых разрушенных породах можно пренебречь величиной σ_p . В этом случае получим более простую формулу

$$\Delta\eta = \frac{2C_0}{\gamma \sin^2 \beta_0} \frac{h - h_0}{(h^2 - h_0^2) \operatorname{ctg} \beta_0 - h^2 \operatorname{ctg} \alpha_0} \quad (146)$$

При значительной высоте части откоса AD , подсеченной поверхностью ослабления, когда эта часть откоса включает несколько уступов, расчет по приведенным формулам затруднителен. В этом случае определяется высота h_0 по формуле (142) или (143), затем общий вес P призмы $ABCD$ и, наконец, коэффициент устойчивости η

$$\eta = \frac{P \cos \beta_0 \operatorname{tg} \zeta + \frac{h - h_0}{\sin \beta_0} C_0}{P \sin \beta_0} \quad (147)$$

Схема 2. В случае, если поверхность ослабления имеет

пологий угол наклона и проходит под бровкой откоса на значительной глубине, поверхность скольжения представляет собой ломаную линию. Верхняя часть ее до глубины h_{90} вертикальна. Величина h_{90} определяется по формуле (9). Угол отклонения поверхности скольжения в породном массиве ниже этой глубины составляет $\frac{\pi}{2} - \frac{\varphi}{2}$ и, таким образом, угол наклона этой поверхности

$$\beta_B = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \quad (148)$$

Коэффициент устойчивости определяется путем сложения сил, сдвигающих и удерживающих породную призму по поверхности ослабления OD и по вновь образовавшейся поверхности OB , с учетом сцепления пород C и угла внутреннего трения φ .

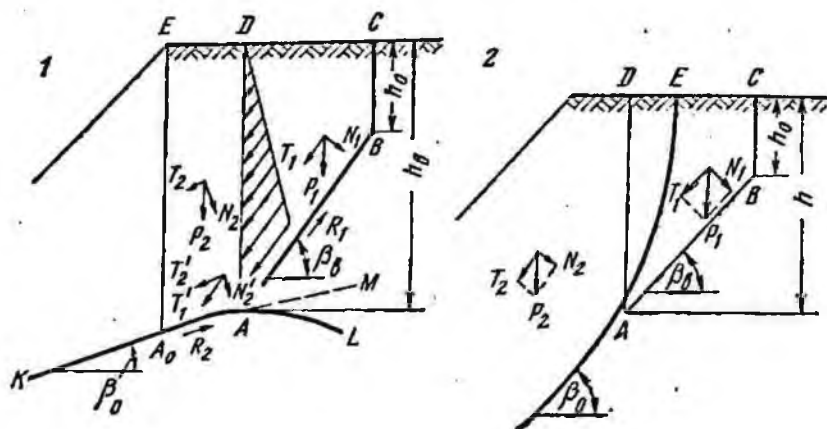


Рис. 54. Схемы к силовому расчету верхней части сползающей призмы: N_1, N_2 — нормальные составляющие веса пород P_1, P_2

На схеме 1 рис. 54 приведено распределение сил, сдвигающих и удерживающих верхнюю часть призмы и напряжения, действующие на ее границе с нижней частью AD . Силы, удерживающие и сдвигающие верхнюю часть призмы с учетом плотности пород γ ,

$$\left. \begin{aligned} T_1 &= \frac{h_B^2 - h_{90}^2}{2} \gamma \sin \beta_B; \\ R_1 &= \frac{h_B - h_{90}}{\sin \beta_B} C + \frac{h_B^2 - h_{90}^2}{2} \gamma \cos \beta_B \operatorname{ctg} \beta_B \operatorname{tg} \varphi. \end{aligned} \right\} \quad (149)$$

Сопротивлением пород отрыву по вертикальной плоскости пренебрегают.

Аналогичные силы, действующие на поверхности ослабления, равны:

$$\left. \begin{aligned} T_2 &= P_H \sin \beta_0; \\ R_2 &= P_H \cos \beta_2 \operatorname{tg} \zeta + \frac{h-h_B}{\sin \beta_0} C_0, \end{aligned} \right\} \quad (150)$$

где P_H — вес нижней части призмы.

Проектируя напряжения, действующие на поверхности AD , разделяющей верхнюю и нижнюю части призмы на ось, параллельную плоскости скольжения AK , определим коэффициент устойчивости:

$$\eta = \frac{R_2 + R_2'}{T_2 + T_2'}; \quad R_2' = T_1 \sin(\beta_B - \beta_0) \operatorname{tg} \zeta + R_1 \cos(\beta_B - \beta_0). \quad (151)$$

$$T_2' = T_1 \cos(\beta_B - \beta_0).$$

Величины T_1 , T_2 , R_1 и R_2 определяются по приведенным выше формулам.

При выколаживании угла падения поверхности ослабления KAL положение точки A может быть определено без проведения специальных расчетов.

При неизменном угле падения (KAM на схеме рис. 53) определение положения точки A методом нахождения минимума функции $\eta = f(h)$ связано с громоздкими вычислениями. Практически достаточно осуществить два расчета коэффициента устойчивости для двух крайних положений точки A : непосредственно под бровкой карьера (точка A_0) и при высоте $h_B = h_0$ (т. е. по схеме 1, см. рис. 53). При промежуточных положениях точки A коэффициент устойчивости несущественно отличается от меньшего из двух вычисленных значений.

Схема 3. При крутом падении поверхности ослабления возможна деформация массива за ее пределами. Если угол падения поверхности ослабления увеличивается вверху, как это изображено на схеме 3 (см. рис. 53), положение точки A определяется из условия

$$\beta_0 = \beta_B, \quad (152)$$

а угол β_B определяется по формуле (149).

Расчет коэффициента устойчивости откоса борта производится аналогично предыдущему случаю по формулам (151) с учетом равенства углов β_0 и β_B в точке A .

Предварительно определяется коэффициент устойчивости призмы $ABCD$ (см. схему 2 рис. 53):

$$\eta_1 = \frac{R_1}{T_1}, \quad (153)$$

где T_1 и R_1 — сдвигающие и удерживающие призму $ABCD$ си-

лы, определяемые по формулам (149). При заведомом устойчивом состоянии этой призмы ($\eta > 1,2$) в дальнейших расчетах поверхность ABC как поверхность разрушения не учитывается — расчет ведется только по поверхности AE .

В нижней части откоса при залегании поверхности ослабления параллельно откосу борта разрушение пород происходит по поверхности, проходящей из нижней точки борта под углом, равным $45^\circ - \varphi/2$ к направлению большого главного вектора напряжения, т. е. в данном случае по линии KL под углом α к откосу борта:

$$\alpha - \beta_B = \varphi_1. \quad (154)$$

Расчет устойчивости откоса производится с учетом действия сил сцепления и сил внутреннего трения пород по поверхности KL . При сложении сдвигающих и удерживающих сил учитывается угол отклонения их от поверхности разрушения:

$$\eta = \frac{R_H + \cos(\beta_H - \beta_0) \Sigma R_B}{T_H + \cos(\beta_H - \beta_0) \Sigma T_B}; \quad R_H = P_H \cos \beta_H \operatorname{tg} \varphi + Cl_H; \quad (155)$$

$$T_H = P_H \sin \beta_H,$$

где P — вес пород призмы KLM (см. схему 3, рис. 53); l — длина поверхности разрушения KL , определяемая по формуле:

$$l_H = \frac{m}{\sin \varphi_1}, \quad (156)$$

где m — нормальная мощность призмы пород, ограниченной поверхностью ослабления.

Для проведения расчетов необходимо также знать положение точки K , т. е. высоту отсекаемой части поверхности ослабления. Вертикальная проекция поверхности разрушения KL , т. е. высота точки K над подошвой откоса

$$h_H = m \frac{\sin \beta_H}{\sin \varphi_1}. \quad (157)$$

Схемы 4, 5, 6. При изменении угла падения поверхности ослабления вблизи подошвы откоса и изменении расстояния от поверхности ослабления до откоса (см. схемы 4 и 5, рис. 53) производятся два-три варианта расчетов по возможным поверхностям разрушения на участках, где поверхность ослабления наиболее близко подходит к откосу BC , и в нижней части, у подошвы откоса (AK на схемах 4 и 5).

На участках крутонаклонной поверхности ослабления (CA на схеме 5), где угол падения ее превышает $\frac{\pi}{2} + \frac{\varphi}{2}$, должен

быть рассчитан вариант разрушения пород по плоскости, наклоненной под углом $\frac{\pi}{2} + \frac{\varphi}{2}$ (AD на схеме 5).

Суммирование сдвигающих и удерживающих сил производится аналогично предыдущим случаям.

При изменении угла наклона поверхности ослабления на обратный (схема 6, на рис. 53) коэффициент устойчивости рассчитывается с учетом разрушения пород не по этой поверхности, а под углом $\varphi/2$ к направлению большего главного вектора напряжения. В данном случае на достаточно большом удалении от откоса борта разрушение происходит под углом наклона к горизонту, равным $\frac{\pi}{2} + \frac{\varphi}{2}$. При залегании пород по схеме 6 расчеты необходимо вести по двум вариантам, показанным на этой схеме.

Схемы 7 и 8. При резком изменении угла наклона поверхности ослабления вблизи откоса борта наиболее вероятная поверхность разрушения проводится по кратчайшей линии, с возможным отклонением ее от направления, составляющего угол $\varphi_1/2$ с направлением большего главного вектора напряжения (схема 7 см. рис. 53). Расчеты в этом случае производятся аналогично расчетам, рассмотренным по схеме 7, но положение точки K , длина и угол наклона плоскости разрушения определяются графическим построением.

Возможно построение плоскости скольжения с обратным уклоном (схема 8 см. рис. 53). В этом случае определяемая по формуле (156) касательная к этой плоскости составляющая веса пород T_{II} включается в число удерживающих, а не сдвигающих сил, т. е. входит в числитель, а не в знаменатель дроби, определяющей величину η :

$$\eta = \frac{R_{II} + |T_{II}| + \cos(\beta_{II} - \beta_0) \Sigma R_{II}}{\cos(\beta_{II} - \beta_0) \Sigma T_{II}} \quad (158)$$

Схема 9. При значительном числе изменений угла падения поверхности ослабления (схема 9 см. рис. 53) целесообразно вести расчеты в следующем порядке. Проводится плоскость AB под углом наклона β , представляющая собой спрямленную поверхность ослабления. Коэффициент устойчивости борта в этом случае

$$\eta = \frac{\Sigma R_i \cos(\beta - \beta_i)}{\Sigma T_i \cos(\beta - \beta_i)} \quad (159)$$

где R_i , T_i — сдвигающие и удерживающие силы на прямолинейных участках поверхности ослабления или участках, где проведены вероятные плоскости разрушения (по схемам 5 или 6 см. рис. 53); β_i — углы падения поверхностей разрушения.

Исходные данные для расчетов приведены в табл. 35. Результаты расчетов устойчивости приведены в табл. 36.

Таблица 35

Породы	Сцепление в массиве, тс/м ²			Угол внутреннего трения в массиве (угол трения по поверхности ослабления), градус			Плотность, т/м ³
	верхние горн-зоны	нижние горн-зоны	на подработанных участках	верхние горн-зоны	нижние горн-зоны	на подработанных участках	
Углисто-кремнистые сланцы в направлении слонности	8	10	4	30	30	30	2,4
То же, поперек слонности	10	15	5	33	33	—	—
Глинисто-слюдистые сланцы в направлении слонности	6	8	4	30	30	30	2,3
То же, поперек слонности	8	10	5	32	32	32	—
По контакту углисто-кремнистых и глинисто-слюдистых сланцев	0,5	0,5	0,5	18	18	—	—

Таблица 36

Расчетные схемы (см. рис. 53)	Общая масса пород, т	Сдвигающие силы, тс		Удерживающие силы, тс		Коэффициент устойчивости
		по контакту	в массиве	по контакту	в массиве	
1	11250	4280	—	3430	—	0,83
1	10760	3995	—	3140	—	0,79
2	16315	4845	1575	4475	1465	0,94
2	14045	4060	1575	3400	3560	1,28
2	21630	5425	1795	5770	1725	1,04
3	20420	5305	1795	5520	1930	1,10
2	29940	10025	1365	7710	1020	0,77
5	28725	8790	1365	7660	2840	1,07
6	28475	5715	1470	6095	3810	1,38
6	27270	5595	1360	6035	3035	1,46
7	21155	4640	2380	3465	4860	1,18
7	12105	2260	660	2705	1355	1,40
8	16215	2745	3165	2890	4685	1,28
8	16990	3395	2085	2760	4230	1,27
8	8600	1730	805	2440	610	1,20
9	18015	5935	1520	3695	2620	0,85
9	16220	5795	1135	3254	2430	0,82
7	6035	2520	165	1055	1095	0,80

Приведенные методы расчетов в плоских сечениях не могут правильно охарактеризовать устойчивость породного массива при резком изменении элементов залегания поверхности ослабления по простиранию борта, что имеет место на рассматриваемом карьере.

Поскольку строгие математические методы решения пространственной задачи устойчивости борта карьера не разработаны, для учета изменений коэффициента устойчивости по простиранию был применен приближенный инженерный расчет, основанный на применении положения о разрушении массива под углом $45^\circ - \varphi/2$ к большему главному вектору напряжений. В соответствии с этим при неустойчивости примыкающей к откосу пачки пород в одном из разрезов и устойчивом положении ее в соседних разрезах разрушение происходит по простиранию, в нормальных к поверхности откоса сечениях (MM' и NN' на рис. 55) под углом $45^\circ - \varphi/2$. Таким образом, деформированию

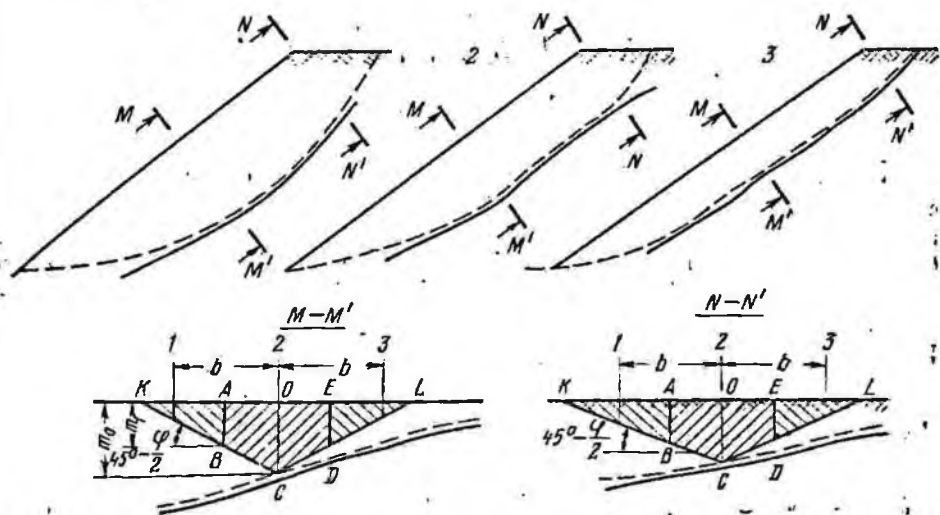


Рис. 55. Схема к определению устойчивости борта при резко меняющихся условиях (пространственная задача):

b — расстояние между разрезами

подвергается не только объем пород в данном разрезе ($ABCD$ в разрезе 2, рис. 55), но и часть объемов соседних разрезов (ABK и ED в разрезах 1 и 3).

При значительной глубине залегания вероятной поверхности скольжения в процесс деформирования вовлекаются также породы, примыкающие к более отдаленным (2 и 3 и т. д.) разрезам. В связи с этим коэффициент устойчивости η в данном разрезе

$$\eta = \frac{S_0 \eta_0 + \sum_{i=1}^n S_i \eta_i + \sum_{j=1}^n S_j \eta_j}{\Sigma S}, \quad (160)$$

где S_0 — площадь сечения пород, примыкающих к рассматриваемому (нулевому) разрезу; η_0 — коэффициент устойчивости, рассчитанный для данного разреза в плоском сечении; S_i, η_i —

площади сечений и расчетные коэффициенты устойчивости в разрезах, расположенных справа от рассматриваемого (нулевого); S_j, η_j — то же, в разрезах слева от рассматриваемого; ΣS — общая площадь сечения пород, вовлекаемых в процесс деформирования.

Выражая упомянутые величины через мощность неустойчивой пачки пород в «нулевом» сечении m_n , угол φ' и расстояние по простиранию между разрезами l , получим:

$$\Sigma S = m_n^2 \operatorname{ctg} \varphi'; \quad \frac{S_0}{\Sigma S} = K_0 = t \left(1 - \frac{t}{i}\right);$$

$$\frac{S_i}{\Sigma S} = K_i = t(1 - it); \quad \frac{S_j}{\Sigma S} = K_j = t(1 - jt),$$

$$i, j = 1, 2, \dots, n-1;$$

$$t = \frac{l}{m_n} \operatorname{tg} \varphi'; \quad \frac{S_{\text{пр}}}{\Sigma S} = \frac{1 - t(n_p/2)}{2}.$$

Величина n_p , характеризующая число разрезов, по которым производятся расчеты, определяется из выражения

$$n_p - \frac{1}{2} \leq \frac{m_n}{b} \operatorname{ctg} \varphi_1 \leq n_p + \frac{1}{2}. \quad (162)$$

Для избежания при расчетах по формулам (161) и (162) громоздких вычислений приводим в табл. 37 значения коэффици-

Таблица 37

m_n , м	β_a , градус	Коэффициенты			m_n , м	β_a , градус	Коэффициенты					
		K_0	K_1	K_2			K_0	K_1	K_2	K_3	K_4	K_5
10	34	0,78	0,11	—	40	34	0,26	0,20	0,12	0,05	—	—
	32	0,80	0,10	—		32	0,26	0,20	0,12	0,03	—	—
	30	0,82	0,09	—		30	0,28	0,21	0,12	0,03	—	—
	28	0,84	0,08	—		28	0,28	0,21	0,12	0,03	—	—
	26	0,86	0,07	—		26	0,30	0,21	0,12	0,02	—	—
	24	0,88	0,06	—		24	0,30	0,22	0,11	0,02	—	—
20	34	0,48	0,26	—	60	34	0,16	0,14	0,11	0,08	0,06	0,03
	32	0,50	0,25	—		32	0,18	0,15	0,11	0,08	0,05	0,02
	30	0,50	0,25	—		30	0,18	0,15	0,12	0,08	0,04	0,02
	28	0,50	0,25	—		28	0,20	0,16	0,12	0,08	0,04	—
	26	0,54	0,23	—		26	0,20	0,16	0,12	0,08	0,04	—
	24	0,54	0,23	—		24	0,20	0,17	0,12	0,08	0,03	—
30	34	0,32	0,24	0,10								
	32	0,34	0,23	0,10								
	30	0,36	0,23	0,09								
	28	0,36	0,24	0,08								
	26	0,38	0,24	0,07								
	24	0,40	0,24	0,06								

циентов $K_0, K_1—K_5$, представляющих собой отношения объемов пород в соответствующих разрезах:

$$K_{0,i,j} = \frac{S_{0,i,j}}{\Sigma S}. \quad (163)$$

В этом случае

$$\eta = K_0 \eta_0 + \sum_{i=1}^{n_p} K_i \eta_i + \sum_{j=1}^{n_p} K_j \eta_j. \quad (164)$$

Коэффициенты K в табл. 37 даны в зависимости от изменений m_n при величине l , равной 20 м. Эти коэффициенты округлены до 0,01—0,02.

Расчетами установлено, что коэффициенты устойчивости восточного борта карьера, подработанного подземными работами, по отдельным профилям изменяются от 0,74 до 1,35, а с учетом соседних профилей от 0,94 до 1,12. В связи с этим последний горизонт карьера обрабатывался заходками по простиранию с обнажением неустойчивого борта участками длиной до 100—150 м. С отставанием на такую величину от забоя производилась отсыпка внутренних отвалов, удерживающих борт от оползаний. На отдельных участках для предотвращения оползания применялось свайно-анкерное крепление. Применение упомянутых мер позволило обработать южное крыло карьера до проектной отметки. На северном крыле работы продолжались после отработки и засыпки южного крыла.

МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДРАБАТЫВАЕМЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ И ВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ РАБОТ В ЗОНАХ ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТОК

Наличие подземных горных выработок и сдвижение горных пород над ними осложняют ведение открытых горных работ, так как появляется необходимость обеспечения устойчивости бортов карьера, уменьшения углов откосов и применения других мер, предотвращающих развитие оползней или обрушений бортов. Подземные горные работы осложняют работу карьерного транспорта, ведение добычных и вскрышных работ на рабочих уступах, а также ведение отвальных работ. Поэтому при ведении открытых горных работ предусматриваются меры, предотвращающие и снижающие эти вредные воздействия.

При разработке данных мер использован опыт предприятий, ведущих открытую разработку в зонах подземных горных работ: рудников Норильского комбината, рудника «Каула» (комбинат Североникель), Тырнаузского комбината, Гайского, Блявинского, Зыряновского, Алтын-Топканского, Хайдарканского, Высокогорского, Балейского и других рудников. На этих рудниках производилась доработка открытым способом участков, ранее частично выработанных подземными горными работами, или разработка их при продолжении подземных работ. Особенности протекания процесса сдвижения пород, определяющие принципиальную возможность ведения в зонах подземных разработок открытых работ, следующие.

При разработке подземным способом рудных залежей большой мощности, залегающих на небольшой глубине, сдвижение происходит в форме обрушения, исключающего возможность ведения открытых работ. При оставлении достаточно прочных потолочин и опорных целиков открытые горные работы над подземными ведутся обычным способом, однако предпринимаются меры по обеспечению безопасности в случае возможных внезапных обрушений.

При ведении открытых горных работ в зоне старых подземных разработок должно быть исключено наличие подземных пустот в непосредственном контуре карьера. При частичном разрушении породного массива скальных и полускальных пород в результате подработки возникают осложнения и при ведении буровзрывных работ. Чаще всего массив при подработке разрушен недостаточно для того, чтобы вести открытую разработку без буровзрывных работ, однако достаточно существенно

для того, чтобы затруднить буровые работы и снизить эффективность взрывного разрушения.

В мягких породах, где предотвратить развитие процесса сдвижения, как правило, не удается, подземная разработка обычно производится способами и системами, обеспечивающими плавное сдвижение горных работ. В этом случае значительно осложняется работа карьерного рельсового и в меньшей мере — автомобильного транспорта, а также добычных и вскрышных экскаваторов.

§ 1. Проектирование карьеров и ведение открытых работ в зонах подземных пустот

Условия ведения добычных и вскрышных работ, транспортировка полезного ископаемого и вскрышных пород в карьерах, расположенных в зонах подземных выработок, отличаются от обычных условий открытых горных работ на месторождениях сложного строения. Эти отличия должны учитываться при проектировании карьеров, в частности проектирование вскрытия и направления отработки карьерных полей, выбор средств транспортировки, добычных и вскрышных машин, размещение вскрышных траншей, подъездных путей должны быть осуществлены таким образом, чтобы свести к минимуму осложнения, обусловленные деформациями и сдвижением породного массива от подземных разработок.

При проектировании карьеров в зонах подземных камерных выработок или других подземных пустот, опасных по условиям внезапных обрушений, наиболее существенным ограничением, обусловленным безопасностью ведения работ, является такое вскрытие карьерного поля, при котором предотвращается возможность обрушений в выездных траншеях, на участках рельсовых путей и автодорог (как в контуре карьера, так и вне его), а также в забоях карьера.

Это ограничение, в частности, определило при проектировании карьера Криворожского ЦГОКа размещение рельсового транспорта на уступах висячего борта залежей, где в настоящее время происходит лишь плавное деформирование, а опасность внезапных обрушений отсутствует.

Исключение составляют случаи, когда подземные горные работы ведутся под карьером на небольшой глубине. Как показывает опыт предприятий Челябинского бурогоугольного бассейна, в этом случае может произойти обрушение в рабочих забоях карьера. Перед посадкой кровли в лаве работы на соответствующих участках карьера прекращаются, людей выводят, перемещают в безопасное место добычные и вскрышные экскаваторы. После обрушения восстанавливаются карьерные железнодорожные пути или автодороги, и работа возобновляется.

Следует отметить, что хотя безопасность ведения открытых работ в этих случаях обеспечивается, однако экономическая целесообразность способа разработки сомнительна. Как показывает опыт разработки Высокогорского железорудного карьера, обрушение в скальных трещиноватых породах может произойти у нерабочего борта. Если не считать дополнительных затрат на ограждение участков возможных обрушений и установку сеток, предотвращающих скатывание кусков породы, такие обрушения не приводят к сколько-нибудь существенным осложнениям при ведении открытых горных работ.

За пределами зон обрушения, в зонах плавных сдвижений над действующими или старыми подземными разработками, возможна эксплуатация карьерных железнодорожных путей и автодорог, независимо от абсолютных величин оседаний и деформаций. Однако интенсивное деформирование, особенно его горизонтальная составляющая, существенно осложняют использование подъездных железнодорожных путей, вызывает необходимость в частых ремонтах, снижает производительность карьерного транспорта. В то же время эксплуатация автомобильных дорог на подрабатываемых участках происходит почти без всяких осложнений и не требует дополнительных затрат. В связи с этим при проектировании карьеров на подрабатываемых участках отдавать предпочтение следует автомобильному транспорту. При сравнении этих видов транспорта следует учитывать стоимость ремонтов подъездных путей и обусловленное этими ремонтами снижение производительности железнодорожного транспорта. При проектировании рельсового транспорта выездные траншеи и транспортные бермы следует располагать вдоль длинной оси мульды сдвига, т. е. в условиях крутопадающих месторождений — по простиранию залежи. В этом случае уменьшается величина наиболее опасной, направленной вдоль оси путей горизонтальной составляющей деформации, а также уменьшаются поперечные наклоны путей. При автомобильном транспорте это не имеет существенного значения, и следует считать равноценным (с точки зрения безопасности ведения работ на подрабатываемых участках) любое расположение выездных траншей. Основные требования, предъявляемые к схемам вскрытия и разработки карьеров в зонах подземных горных работ, приведены в табл. 38.

Одним из специфических требований при проектировании открытых горных работ в зонах влияния подземных разработок является принятие такого направления развития горных работ в карьере, при котором ведение очистных и вскрышных работ в зонах интенсивного сдвига и на участках разрушенного породного массива переносилось бы на более поздний срок.

Определение производственной мощности карьера, оценка вариантов горных работ, учет объемов горной массы при оперативном планировании на неделю, месяц в условиях, когда

Таблица 38

Породы	Подземные работы	Форма протекания процесса сдвижения пород	Размещение выездных трашей	Направление движения фронта работ рабочих уступов в карьере	Вскрышные и добычные работы	Транспорт
Мягкие	Ведутся одновременно с открытиями на не-больших глубинах, при кратности менее 10	Обрушение	За пределами подрабатываемого участка	Должно обеспечивать, по возможности, отсутствие совмещения открытых и подземных работ на одних участ-ках	На время обрушения прекращаются	Автомобильный
	То же, но на более значительных глубинах, при кратности более 10	Оседание и плавный прогиб	Желательно располо-жить по длинной оси мульды	Может быть запроект-ировано с учетом управления процессом сдвижения пород	—	Автомобильный, возможен и рель-совый
Крепкие трещиноватые	Прекращены до на-чала открытых работ	Незначительные подвижки	То же	То же	—	То же
	То же	Возможны внезапные обрушения	За пределами под-рабатываемого участка	—	Буровзрывные работы ведутся в условиях частично разрушенного массива	—
	Ведутся на малых глубинах одновременно с открытиями работами с оставлением опорных целиков и потолочн	При неправильном ведении работ воз-можны внезапные обрушения	—	—	—	—
	То же, на средних и больших глубинах	Упорядоченное сдвижение по тре-щинам	—	То же, что и в мягких породах	То же, что и выше	То же, что и в мягких породах

карьер располагается в зоне влияния подземного рудника, основаны на зависимости вынимаемых из карьера объемов горной массы от глубины подземных горных работ. Если количество вынимаемой из карьера горной массы окажется меньше, чем это обусловлено подземными работами, то горные работы упадут в зону воронкообразования подземного рудника.

Для карьера, расположенного в зоне влияния подземного рудника, производственную мощность, установленную по горным возможностям или экономическим факторам, следует проверять по условию взаимосвязи с подземными горными работами. Если при этом минимально необходимая производственная мощность карьера окажется выше, чем по горным возможностям, то следует или снизить темпы подземных работ, или перейти на системы подземной разработки с закладкой выработанного пространства.

По мере увеличения глубины карьера объемы горной массы изменяются неодинаково в зависимости от направления углубки, поэтому производственная мощность карьера в зависимости от производственной мощности подземного рудника определяется применительно к конкретному направлению углубки.

В случае, если невозможно полностью отказаться от ведения очистных и вскрышных работ на карьере в зонах сдвижения горных пород открытые работы проектируются так, чтобы в зонах активного сдвижения они не производились. В связи с этим при отработке карьером крутопадающей рудной залежи, находящейся в зоне влияния подземных работ (см. рис. 53, 54), существенное значение имеет скорость углубки карьера.

По мере снижения подземных горных работ зона воронкообразования перемещается в сторону карьера. Необходимо, чтобы каждый уступ подрабатываемого борта карьера был отработан до конечного положения к моменту попадания его в зону воронкообразования. Это условие будет обеспечиваться тогда, когда горизонтальная скорость продвижения фронта горных работ на уступе в сторону проектного положения борта будет равна или больше минимально необходимой по условию взаимосвязи с подземным рудником. В этом случае между горизонтальной скоростью продвижения фронта горных работ на уступе и скоростью перемещения зоны воронкообразования (скоростью понижения подземных работ) существует жесткая взаимосвязь. Горизонтальная скорость перемещения фронта горных работ в карьере прямо пропорциональна скорости понижения горных работ подземного рудника.

Уступы подрабатываемого борта должны обрабатываться до конечных контуров с максимальной интенсивностью, что достигается применением схем экскавации, обеспечивающих сокращение времени отработки экскаваторных блоков и максимальную производительность горнотранспортного оборудования. Сущность схем интенсивной отработки блоков заключается в

следующем. Блок обрабатывается одновременно двумя экскаваторами. Верхний экскаватор, работая по всей ширине блока, двигается с уклоном, соответствующим предельному уклону для автомобильного транспорта. Когда длина блока составит больше двух длин автомобильных съездов, он может обрабатываться двумя парами экскаваторов, движущихся друг другу навстречу. При работе по этой схеме время обработки блока сокращается в 1,25—1,4 раза. При этом должно соблюдаться неравенство $T_6 \leq T_n$, где T_n — минимально необходимое время обработки блока по условию взаимосвязи с подземными работами.

Уменьшить время T_6 можно также внедрением технологических схем с минимальным углом поворота экскаватора, что обеспечивает повышение производительности горнотранспортного оборудования. Сущность схем заключается в обработке блока заходками шириной 1—1,2 $R_{ч.с}$ и тупиковой подачей автосамосвалов под погрузку. Здесь $R_{ч.с}$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния.

Высокая интенсивность горных работ достигается — применением экскаваторов ЭКГ-8И и автосамосвалов БелАЗ-540, БелАЗ-548, когда блок обрабатывается диагональными заходками с двусторонней установкой автосамосвалов под погрузку так, что средний угол поворота экскаватора составляет 36—42°.

Когда карьер расположен в зоне влияния подземного рудника, число и тип экскаваторов выбираются с учетом минимального времени на монтаж экскаватора и максимальной скорости подвигания фронта горных работ в сторону проектного положения подрабатываемого борта карьера. В связи с этим число экскаваторов в данных условиях должно определяться в зависимости от длины и скорости перемещений зоны воронкообразования (скорости понижения подземных работ).

При ведении открытых горных работ наибольшую опасность представляют внезапные локальные обрушения с образованием глубоких воронкообразных провалов. Такая форма сдвижения поверхности более характерна для небольших глубин разработки. Провалы почти всегда возникают при разработке мощных залежей, расположенных на небольшой глубине. В связи с этим опасность внезапных обрушений увеличивается с увеличением глубины карьера и приближением его контура к подземным пустотам. Однако наблюдения показывают, что в некоторых случаях внезапное образование воронок происходит после разработки отдельных изолированных залежей на глубинах 500—600 м и более.

При разработке на небольших глубинах обработка участка мощной залежи является единственным условием обрушения, распространяющегося до поверхности и заканчивающегося образованием воронкообразного провала. При более или менее значительной глубине разработки над подземной пустотой об-

разуется свод естественного равновесия и обрушение обычно не достигает поверхности. Однако, как указывалось выше (см. гл. II), если в районе подземной пустоты разрабатываются залежи меньшей мощности, но более значительных размеров по падению и простиранию и образовавшийся свод естественного равновесия попадает в зону сдвижения, то происходит его разрушение и, в конечном итоге, процесс обрушения может достичь земной поверхности.

То же самое наблюдается, если вблизи подземной пустоты проходит крупное тектоническое нарушение с падением, близким к вертикальному.

Интенсификации затухающего или вовсе прекратившегося процесса обрушения способствует перепуск обрушенных пород при разработке залежи на нижележащих горизонтах.

Мероприятия по обеспечению безопасности ведения открытых горных работ на участках, опасных по условиям внезапных обрушений, делятся на две основные группы.

Активные защитные мероприятия влияют на процесс обрушения и представляют собой направленные изменения горно-технических факторов, обуславливающих соответствующие изменения в форме протекания этого процесса. Поскольку активные защитные мероприятия по существу предусматривают управление процессами обрушения и сдвижение горных пород, более подробно они будут рассмотрены в следующей главе. При небольшой глубине расположения подземных пустот наиболее эффективной мерой, как показывает опыт Хайдарканского карьера, карьера «Каула» и некоторых других, является искусственная посадка их взрывом, произведенным в карьере. Принципиально возможно также применение закладки пустот через шурфы и скважины.

Пассивные защитные мероприятия не влияют на протекание процесса сдвижения пород, в то же время позволяют обеспечить безопасность ведения открытых горных работ и безопасность эксплуатации карьерного оборудования на подрабатываемых участках.

Наиболее существенную часть пассивных защитных мероприятий составляют выявления положений и состояния пустот и наблюдения за состоянием массива, позволяющие заблаговременно определить момент обрушения. Перед обрушением работы на опасном участке прекращаются и возобновляются после устранения последствий обрушения. Положение подземных пустот определяется по имеющейся маркшейдерской документации и уточняется при необходимости бурением сетки скважин.

Далее, с учетом особенностей обрушения пород, производится оконтуривание участков, опасных по условиям обрушений. При значительной глубине пустот работы в карьере производятся с принятием необходимых мер предосторожности и веде-

нием наблюдений до тех пор, пока возникнет возможность искусственно посадить пустоту.

На большинстве рудников, ведущих открытые горные работы над подземными пустотами или действующими подземными работами, при коэффициенте крепости пород по шкале М. М. Протодяконова от 5—6 до 10—12 высота потолочины, оставляемой над камерой, должна быть равна или несколько превышать длину пролета. При меньшей толщине потолочины она не является достаточно надежной.

Следует отметить, что на Никитовском и Хайдарканском рудниках имелись случаи внезапных обрушений камер, т. е. принятая толщина потолочин, составляющая 0,6—0,7 величины средних линейных размеров, была недостаточной.

Принятые на рудниках на основании практических соображений и наблюдений за устойчивостью пород предельные значения толщины потолочины, при которой обеспечивается безопасность ведения открытых горных работ, в основном соответствуют расчетным данным с учетом поправок на снижение прочности пород в массиве. Действительный коэффициент запаса прочности потолочины, толщина которой равна длине пролета подземной пустоты, составляет $N=2,2 \div 3,5$ при коэффициенте крепости пород 5—8 и среднем развитии трещиноватости и $N=3 \div 5$ при коэффициенте крепости пород 10—12.

В условиях Криворожского бассейна безопасность работ над подземными пустотами при толщине потолочины, примерно равной длине пролета, подтверждается многочисленными наблюдениями. Как показывают эти наблюдения, сдвигание поверхности прекращается, когда глубина разработки достигает величины, равной 0,8—1,1 длины залежи по простиранию. Во «Временных правилах охраны» с некоторым запасом отношение глубины разработки к длине залежи принято равным 1,3. Часть пород, определяющих в данном случае глубину разработки, составляют наносы, мощность которых в бассейне составляет 15—25 м. После их исключения величины устойчивых потолочин составляют 0,8—1,1 величины пролетов.

Таблица 39

Рудник	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова	Средние линейные размеры выработанного пространства l , м	Минимальная мощность потолочины, м
Криворожский	4—10	15—25	20—30
Чердожакский	14—16	20—30	10
Никитовский	8—10	25—20	15—30
Хайдарканский	8—12	15—20	10—15
	8—12	25—30	15—20

В табл. 39 приведены данные устойчивости потолочины, полученные путем наблюдений на некоторых рудниках.

Данные табл. 39 приведены для массива пород при среднем развитии трещиноватости. При весьма значительном развитии трещин и особенно при наличии крупных поверхностей ослабления размер потолочины значительно снижается. Дайки и другие крупные поверхности ослабления, имеющие направление близкое к вертикальному, являются поверхностями среза.

Наблюдения, позволяющие уточнить положение подземных пустот и их контуры, производятся маркшейдерскими или геофизическими методами, успешно применявшимися на карьере Криворожского ЦГОКа.

Наблюдения за состоянием породного массива, позволяющие оценить вероятность развития процесса обрушения, производятся с помощью геофонов и глубинных реперов. Наиболее достоверные данные позволяют получить глубинные реперы с автоматическими сигнализаторами, извещающими о начавшемся процессе обрушения, что позволяет принять необходимые меры безопасности. Одна из конструкций такого репера с автоматически действующим сигнализатором разработана автором настоящей работы и применялась на ЦГОКе (рис. 56).

При разработке этого прибора учтено, что обрушение потолочины, высота которой превышает длину пролета подземной пустоты, не может произойти внезапно. От начала расслоения потолочины и откола от нее отдельных блоков до завершения обрушения проходит достаточно времени (не менее нескольких часов). Этот эффект использован в конструкции сигнализатора, представляющего собой сочетание глубинного репера (забойного индикатора), фиксирующего начало движения пород на глубине, и связанного с ним прибора, включающего звуковой или световой сигнал при перемещении репера. Сигнализатор может быть применен на участках, где подземные разработки проводятся или ранее проводились, на глубинах от 20—30 до 250—300 м в трещиноватом массиве скальных или полускальных пород.

Забойный индикатор (глубинный репер) размещается в забое специально пробуренной скважины глубиной от 20 до 40—50 м, диаметром 18—25 см, автоматический включатель — в устье скважины, непосредственно у поверхности. Включатель связан с забойным индикатором туго натянутой стальной проволокой, служащей и для спуска забойного индикатора. Процесс обрушения пород первоначально охватывает забой скважины и вызывает перемещение забойного индикатора, что, в свою очередь, приводит к включению сигнала. Сигнал остается включенным до тех пор, пока обрушение пород не завершится образованием воронки или провала поверхности.

Если подземные работы производились на небольшой глубине и скважина пробурена до пересечения с пустотой, забой-

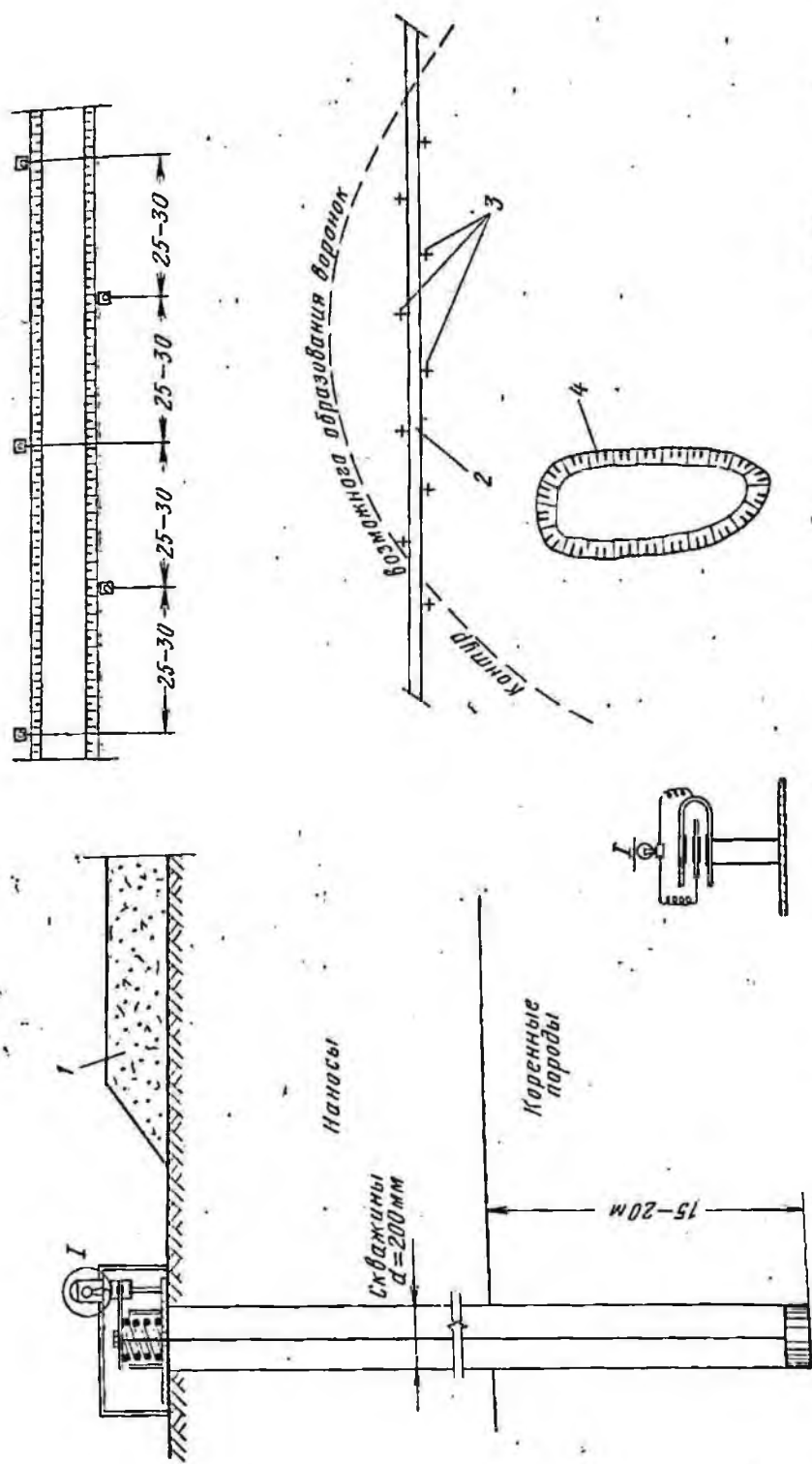


Рис. 56. Сигнализатор опасности обрушения и схема его применения на карьере ЦГОКа: 1 — датчик автодороги; 2 — автодорога; 3 — сигнализатор; 4 — ранее образовавшаяся воронка

ным индикатором служит легкая Т-образная планка с укороченной центральной стойкой, к которой прикрепляется кольцо с проволокой. Эта планка прижимается к кровле пустоты. Автоматический включатель смонтирован в металлическом корпусе, имеющем форму цилиндра, диаметром несколько меньшим, чем диаметр скважины.

Опускание индикатора приводит к замыканию нижней пары контактов и включению сигнализатора. Обрыв или ослабление проволоки освобождает рычаг и приводит к замыканию верхних контактов; включается второй сигнал, показывающий, что сигнализатор вышел из строя. Сигналами служат электрические лампочки, устанавливаемые вблизи скважины на специальном столбе, хорошо видимом работающим в карьере. Возможна установка и звуковых сигналов — сирен.

Следует отметить, что ведение открытых горных работ в зонах подземных разработок возможно лишь при наличии хорошей маркшейдерской документации с указанием всех горных выработок, а также геологической документации с указанием тектонических нарушений, трещин и характеристик пород. Как при ведении открытых работ в зоне старых подземных разработок, так и при параллельном ведении подземных и открытых горных работ на предприятии должна быть организована специальная служба наблюдения за состоянием пород. С участием работников этой службы должны решаться все вопросы, связанные с ведением открытых работ и эксплуатацией карьерного оборудования в зонах влияния подземных разработок. Все работы в карьере и за его пределами в зонах влияния подземных работ должны производиться по специальным проектам, учитывающим возможное сдвижение пород, а рабочие и технический персонал, занятые на этих работах, должны быть соответствующим образом проинструктированы.

Особое внимание должно быть уделено ведению взрывных работ в зонах возможного обрушения. После взрывов в карьере или в шахте работы в зонах влияния подземных разработок могут быть возобновлены как на участке, где производились взрывные работы, так и на соседних участках лишь после тщательного визуального осмотра, произведенного работниками службы безопасности или специально проинструктированным квалифицированным техническим персоналом карьера.

Выше рассматривались условия безопасности при возможном обрушении в контуре карьера. Недопустимы внезапные обрушения в рабочих забоях и на транспортных карьерных путях, в то же время обрушение нерабочих бортов не требует прекращения работ в карьере.

Так, в условиях Высокогорского рудника неоднократно происходили обрушения рабочих и нерабочих бортов (см. рис. 32). Подработка бортов действующего карьера производится здесь с 1952 г. с обрушением пород. Верхняя часть борта карьера,

общая высота которого составила около 200 м, подрабатывалась подземным способом системой принудительного этажного обрушения с проведением массовых взрывов. Результирующий угол откоса борта составил 42°. На руднике предпринимались попытки ограждения рабочего пространства сетками от скатывания кусков пород из осыпей, образовавшихся на месте обрушений. Однако эти сетки предохраняли лишь при скатывании небольших кусков. В дальнейшем, при углублении воронкообразных провалов в бортах, сами провалы предохраняли рабочее пространство от скатывания кусков пород.

Опыт Хайдарканского, Блявинского карьеров, карьера «Каула» и некоторых других показывает, что после посадки потолочин взрывами зарядов доработку камер целесообразно вести с торца. Менее эффективна, чем посадка камер, зайловка их через скважины глинистым раствором, приводящая к разубоживанию руды и затрудняющая дальнейшее ведение открытых работ. При дальнейшем опускании горизонта добычных работ в карьере закладку или обрушенные породы вынимают из камер. Эта работа может осуществляться экскаватором СЭ-3 с удлиненной стрелой, находящимся на безопасном расстоянии, или обратной лопатой Э-502 с целика (сверху).

На Блявинском руднике в связи с отсутствием таких экскаваторов закладку вынимают обычным экскаватором с торца камеры или фронтально, в зависимости от расположения камеры по отношению к фронту забоев карьера. Междуканверные целики на этом руднике имели малые размеры (ширину 6—8 м) и в значительной мере были разрушены. Поэтому по условию безопасности работ, а также во избежание разубоживания добываемой руды закладочным материалом допускается обнажение откоса целика по высоте не более чем на 5 м, а при сильной нарушенности пород — на 3 м.

При отработке камеры с торца экскаватор вынимает закладку и освобождает предварительно обуренный междуканверный целик поочередно на 4—5 м. Целик после освобождения от закладки взрывается, и после погрузки рудной массы цикл повторяется. При фронтальной отработке закладка вынимается на участке длиной 20—50 м, а иногда и по всей ее длине, обнажая междуканверный целик, который взрывают полностью или по частям. Этот метод более производительен, так как экскаватору создается широкий фронт работ с боковой погрузкой.

Целики, обрабатываемые открытым способом, значительно деформированы и разбиты трещинами. В связи с этим велик выход негабарита, что резко снижает производительность экскаваторов и ведет к загромождению забоев. Отработка целиков производится с большими потерями (до 8,8%) и разубоживанием (до 10%), что объясняется изрезанностью рудного тела подземными выработками, заполненностью пустой породой и зайловкой трещин раздавленных целиков.

Отметим, что если даже подземные камеры были полностью заложены, вследствие усадки закладочного материала существует вероятность образования пустоты с небольшими размерами по высоте (до 2—2,6 м). Поэтому при подходе открытых работ к предполагаемым пустотам во избежание аварий и несчастных случаев всегда должно производиться бурение разведочных скважин сеткой 10×10 м, а при больших размерах камер — 15×15 м.

§ 2. Отвальные работы в зонах обрушения

Размещение отвалов пустых пород крупных карьеров обычно требует больших территорий, выделение которых в промышленных районах часто вызывает значительные затруднения. Зоны обрушения рудников, ведущих разработку подземным способом, также занимают огромные территории, увеличивающиеся по мере понижения горизонта очистных работ. В связи с этим весьма интересна идея использования зон обрушения для размещения внешних отвалов.

Основным препятствием для осуществления этой идеи является опасность работ по отсыпке отвалов в связи с возможными внезапными подвижками отсыпанных отвалов или внезапными обрушениями на подъездных путях к отвалам. Поэтому отвальные работы возможны лишь при условии хорошей изученности процесса сдвижения пород, при наличии маркшейдерской документации, проведении наблюдений за состоянием породного массива и осуществлении необходимых мер предосторожности.

При размещении внешних отвалов в зонах обрушения доставка пород производится автотранспортом, отвальные работы — бульдозерами с применением мер, обычно осуществляемых при отсыпке высоких отвалов (анкерование и др.).

В случае размещения отвалов в зонах обрушения при разработке мощных крутопадающих залежей значительной длины учитываются следующие характерные особенности развития процессов сдвижения и обрушения пород.

При первоначальной отработке верхней части месторождения образуется провал, примыкающий к выходу лежачего бока под наносы (рис. 57). В дальнейшем интенсивное оседание происходит на участке, расположенном висячем боку, и провал постепенно расширяется в его сторону. В связи с этим целесообразно с точки зрения обеспечения безопасности работы автотранспорта отсыпать отвалы со стороны лежачего бока, что позволяет на первой стадии отсыпать отвалы в обычных условиях, при отсутствии каких-либо подвижек отсыпанных пород, вызванных перемещением обрушенных пород в выработанное пространство.

Однако после отсыпки на месте провала отвалов пустых пород, возвышающихся над земной поверхностью на 30—40 м; возможно изменение характера сдвижения пород. Наиболее интенсивно обрушенные породы начинают перемещаться со стороны лежачего бока. Соответствующее направление интенсивного перемещения пород показано стрелками (см. рис. 57; б)

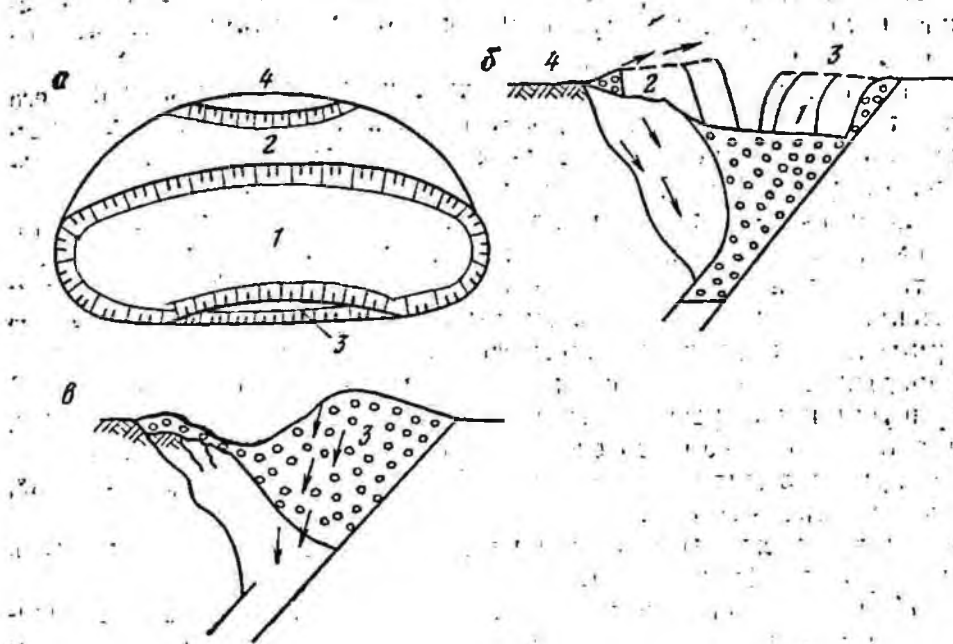


Рис. 57. Схема отсыпки отвалов в зону обрушения:

а — план; б — разрез; в — вид после отсыпки; 1 — провал; 2 — зона интенсивного оседания; 3 — отсыпка отвала с лежачего бока; 4 — то же, с висячего бока

при обычной разработке мощной крутопадающей рудной залежи значительной длины по простиранию и в тех же условиях при наличии высокого отвала, отсыпанного со стороны лежачего бока (см. рис. 57, в). Такое изменение характера перемещения обрушенных пород наблюдалось на руднике им. Коминтерна в Кривом Роге после засыпки провала.

Изменение характера сдвижения горных пород после отсыпки отвала со стороны лежачего бока приводит к тому, что начинаются интенсивные подвижки отсыпаемых пород и отвальные работы приходится вести в сложных условиях с соблюдением мер по предотвращению возможных аварий. Отсыпка отвалов со стороны лежачего бока не всегда возможна и целесообразна. Наличие в лежачем боку надшахтных зданий и сооружений затрудняет прокладку автодорог для доставки вскрышных пород. При расположении карьера со стороны висячего бока увеличивается расстояние транспортирования на отвалы и

увеличиваются затраты на вскрышные работы. В связи с этим отсыпка может быть осуществлена со стороны висячего бока (см. рис. 57, б). При этом также имеются определенные неудобства — сразу же после начала работ отвалы попадают в зону интенсивного оседания поверхности, вследствие чего возможны внезапные подвижки отсыпанных породных масс, что требует принятия мер предосторожности (включая заанкерование бульдозеров, разгрузку машин на расстоянии не меньше 40—50 м от бровки и т. д.).

На путях следования автомашин к отвалу при отсыпке его со стороны висячего бока должны быть приняты меры по обеспечению безопасности на случай возможных внезапных локальных обрушений с образованием воронкообразных провалов.

Возможна также отсыпка отвалов в зоне обрушения со стороны торца залежи. Недостатками такой схемы являются короткий фронт отсыпки и резкие колебания по фронту высоты отвала. Однако эта схема может быть целесообразной, если ее применение позволяет сократить пути транспортирования пустой породы. Поскольку данная схема является промежуточной, ей присущи некоторые черты двух описанных выше. В частности, при отсыпке отвала со стороны торца залежи одна часть отвала, примыкающая к лежачему боку, отсыпается в условиях, аналогичных отсыпке отвалов со стороны лежачего бока; вторая часть отсыпается в условиях, аналогичных отсыпке отвалов со стороны висячего бока.

При размещении отвалов в зоне обрушения, вызванного подземной разработкой одной или нескольких крутопадающих залежей ограниченной длины по простиранию, должны быть учтены особенности протекания процесса сдвижения пород в этих условиях. После первоначального образования провала дальнейшее расширение зоны обрушения при отработке залежи на глубину не происходит, а лишь увеличивается глубина первоначально образовавшегося провала. В связи с этим отсыпка отвала может производиться как со стороны лежачего, так и со стороны висячего бока в равных условиях. Внезапные подвижки отсыпанных породных масс могут происходить в любое время, начиная с первого же периода отсыпки отвала.

Отсыпка отвалов в зонах обрушения действующих рудников в значительных масштабах производилась карьером Криворожского ЦГОКа, применяющем два вида транспорта — железнодорожный, работающий на уступах верхних горизонтов, и автомобильный.

Железнодорожные отвалы пустых пород размещены на расстоянии 10—15 км от карьера. Их отсыпка в зоне обрушения шахт «Октябрьская» и «Большевик» рудника им. Коминтерна, а также шахт рудника им. К. Либкнехта производится автотранспортом. Эти отвалы находятся на расстоянии 0,5—1 км от контура карьера, и несмотря на описанные выше осложне-

ния затраты на отвальные работы в этом случае на 30—40% меньше, чем на железнодорожных отвалах.

Размеры отвалов карьера ЦГОКа приведены в табл. 40.

Таблица 40

Шахта	Размеры отвалов, м			Размеры залежей по простиранию	Направление отсыпки
	длина	ширина	высота		
«Октябрьская»	1000—1200	До 400	До 110	Значительное	Со стороны всячего бока
«Большевик»	800—100	250—300	До 50—60	Ограниченные	То же
Шахты рудника им. К. Либкнехта	600—800	До 400	50—80	Значительные	С торца

Накопленный карьером ЦГОКа опыт доказывает возможность и целесообразность отсыпки отвала карьеров в зонах обрушения действующих рудников.

§ 3. Эксплуатация карьерного транспорта на подрабатываемых участках и деформирующихся бермах

При параллельном ведении подземных и открытых работ в мягких и полускальных породах возникает необходимость эксплуатировать карьерные рельсовые подъездные пути на участках, где происходит интенсивное сдвижение поверхности. Известно, что возможность эксплуатации тех или иных объектов в период подработки определяется, с одной стороны, величиной, направлением и скоростью нарастания деформаций поверхности, с другой — конструктивными и технологическими особенностями подрабатываемого объекта.

Конструктивной особенностью рельсовых путей любого назначения является то, что они позволяют проводить периодические ремонты с полным устранением накопившихся деформаций. Технологические особенности эксплуатации рельсовых путей позволяют выделить время для их ремонта, не нарушая график движения. Поэтому эксплуатация путей возможна, когда деформирование пород происходит в форме плавного сдвижения или сдвижения с постепенным образованием трещин и террас (уступов). Конечные величины оседаний или перемещений точек при этом являются второстепенными, и успешность подработки определяется исключительно скоростью протекания процессов сдвижения. Следует отметить, что принципиально возможно периодическое устранение деформаций колеи и насыпи при любой скорости развития деформации пород (исключи-

чая внезапное обрушение), однако при больших скоростях сдвига точки восстановительный ремонт будет столь частым и продолжительным, что эксплуатация линии будет невозможна. При подработке магистральной железнодорожной линии с большим грузопотоком используемые для ремонта промежутки времени между прохождением составов невелики, а скорость движения составов значительна. Поэтому эксплуатация такой линии будет возможна при значительно меньшей скорости деформации точек поверхности, чем эксплуатация рудничных подъездных путей или других линий с небольшим грузопотоком.

В общем случае продолжительность ремонта U рельсового пути в единицу времени T является функцией интенсивности процесса сдвижения, определяемой через скорость оседания точек v на поверхности,

$$U = K_1 K_2 v N_r. \quad (165)$$

где K_1 , K_2 — коэффициенты, учитывающие соответственно характер протекания процесса сдвижения в условиях данного месторождения и технологию ремонтных работ; N_r — интенсивность движений составов.

При постоянных коэффициентах K_1 и K_2 возрастание v может привести к тому, что $U \geq (t - t_1)$, где $(t - t_1) = f(N_r)$ — время, необходимое для пропуска составов (с приостановкой ремонтных работ).

В этом случае устранение деформаций потребует длительного ремонта пути с временным прекращением его эксплуатации. Длительный ремонт потребует гораздо скорее при значительной грузонапряженности линии, что характерно для карьерных путей.

Подработка рельсовых путей приводит к изменениям:

- а) продольного профиля (просадка);
- б) взаимного расположения головок рельсов по поперечному уровню;
- в) разуплотнению основания (растяжение основания), в свою очередь, определяющему просадку пути при прохождении составов;
- г) размеров стыковых зазоров (продольное сжатие и растяжение);
- д) нарушению прямолинейности пути.

Железнодорожные рельсовые пути, наиболее чувствительные к деформациям сжатия в продольном направлении, менее чувствительны к наклонам поверхности.

Действующие нормы МПС при движении составов со скоростью до 50 км/ч допускают лишь незначительное изменение конструктивных зазоров между рельсами (до 6 мм), а также небольшое изменение продольного и поперечного уклонов путей (от 0,005 до 0,085). Исправление путей производится без пре-

кращения движения составов до того, как деформации достигнут этих пределов.

Расчеты показывают, что рельсовое полотно, состоящее из рельсов длиной 12,5 м, допускает, с учетом максимальных температурных колебаний, сжатие или растяжение от подработки до 0,4—0,6 мм/м без нарушения норм МПС.

Однако эти нормы относятся к магистральным железнодорожным линиям с пассажирскими перевозками, повышающими требования к условиям безопасности. Карьерные рельсовые пути находятся в несколько более благоприятных условиях, хотя по постоянным карьерным путям допускается движение составов со скоростью до 40—50 км/ч.

Передвижные (забойные) пути допускают значительное изменение зазоров, поперечного и продольного профиля. Движение по этим путям производится с очень небольшой скоростью. По интенсивности эксплуатации и строению пути они мало отличаются от шахтных подъездных путей, опыт подработки которых весьма значителен. Практика подработки рельсовых путей различного назначения в угольных бассейнах показывает, что эксплуатация их вполне возможна с относительно небольшими ремонтами, при деформациях, во много раз превышающих деформации, определяемые инструктивными положениями.

Подработка магистральных железнодорожных линий производится в Донбассе и других угольных бассейнах повсеместно при кратности 200 и более, а рудничные подъездные пути подрабатываются в Донбассе начиная с глубины 25 м. Расчетные горизонтальные деформации в первом случае достигают 5—7 мм/м, во втором 30—40 мм/м, фактические деформации в отдельных случаях еще более значительны и при подработке рудничных подъездных путей достигают почти 50 мм/м.

Характерный случай подработки ширококолейного рельсового пути без прекращения эксплуатации произошел на шахте № 1 «Брянская» на глубине 34—130 м при кратности 49—180. При этом произошло раскрытие старых трещин до 10—40 см, возникших от ранее произведенной на более значительной глубине подработки. Интенсивное оседание поверхности продолжалось около 10 мес и составило 669 мм, а скорость оседания достигала 4—5 мм/сут. Ремонт пути производился 2 раза в месяц без остановки движения.

Только в Донбассе насчитывается более 60 случаев подработки железнодорожных путей; в Кузбассе подработка железнодорожных линий производилась при двухметровой мощности пласта и глубине разработки до 200 м.

Во всех рассмотренных выше случаях производился своевременный ремонт подрабатываемых путей.

При значительном сжатии в случае, если своевременный ремонт не производится, возможно разрушение рельсового пути (выброс рельсов в сторону). Такой случай произошел при раз-

работке шахтой «Кочегарка» свиты крутопадающих пластов на значительной глубине. В результате выброса рельсы сместились в сторону на 0,5—0,7 м. Деформации путей произошли не только в местах максимальных сжимающих усилий, но и на соседних участках.

Приведенные данные, а также другие известные сведения, позволяют определить для угольных месторождений ориентировочное значение предельной величины оседаний поверхности, допускающей интенсивную эксплуатацию карьерных постоянных путей широкой колеи. С некоторым коэффициентом запаса эта скорость может быть принята 5—6 мм/сут, как для обычных, так и для электрифицированных путей при условии систематических ремонтов их в период сдвижения.

Ремонты постоянных карьерных путей во время интенсивного сдвижения поверхности должны производиться по мере накопления деформаций. Наряду с обычными наблюдениями за состоянием путей на подрабатываемом участке должны производиться инструментальные маркшейдерские наблюдения за сдвижением поверхности.

Ремонты пути включают: исправление продольного и поперечного профилей (подъемка); доведение зазоров между рельсами до нормативных (разгонка); расширение насыпи; исправление уклонов водоотливных сооружений.

При наличии электрифицированных линий необходимо также производить выравнивание опор и исправление положения контактной сети. При проектировании электрифицированных карьерных подъездных путей на участках, подлежащих подработке подземными работами, должна быть предусмотрена конструкция подвески контактной сети, допускающая исправление ее положения по горизонтали и вертикали.

Подработка передвижных (забойных) рельсовых карьерных путей приводит к таким же деформациям, что и подработка постоянных путей. При эксплуатации передвижных путей допускаются значительные изменения продольного и поперечного профилей на ограниченных участках без нарушений условий нормальной эксплуатации. Менее чувствительны они к горизонтальным деформациям.

Эксплуатация передвижных карьерных ширококолейных путей может производиться при деформациях, намного превышающих деформации постоянных путей. Ориентировочное значение v для передвижных путей может быть принято 8—10 м/сут.

Ремонт передвижных карьерных путей на подрабатываемых участках должен производиться в таком же порядке, как и на неподрабатываемых, но при необходимости несколько более часто. Кроме обычных наблюдений за состоянием рельсовых путей следует проводить нивелировку по рельсам, осуществляемую, в зависимости от интенсивности сдвижения, с интервалом от 5—6 до 20—30 дней.

Подработка автодорог приводит наряду с изменением продольного и поперечного профилей полотна и кюветов к изменению плотности оседания и разрушению полотна.

Автомобильные дороги без твердого покрытия способны без существенного ущерба переносить значительные деформации, намного превышающие предельные деформации, допускаемые при эксплуатации рельсовых путей (в том числе и передвижных).

Так, изменение продольного профиля полотна на ограниченных участках или изменение поперечного профиля на $3-4^\circ$ (80—100 мм/м) не вызывает больших осложнений. Изменение продольного профиля кюветов может затруднить сток атмосферных осадков, однако оно легко устраняется.

§ 4. Горнотехнические меры по повышению устойчивости бортов карьеров, применяемые при ведении открытых горных работ

Устойчивость бортов карьеров повышается за счет применения специальных мер:

а) изменения геометрической конфигурации (угла откоса) борта, высоты и углов заоткоски уступов, ширины берм, а также придание бермам некоторого уклона;

б) предотвращения увеличения обводненности массива за счет атмосферных и грунтовых вод на участках, где происходит деформирование массива;

в) инженерных устройств: шпонов, отрезных щелей, контрфорсов и т. д.

Большая часть мер по повышению устойчивости бортов, сложенных мягкими породами, применима и для неподрабатываемых бортов. В частности, при проектировании того или иного мероприятия должны быть выполнены расчеты оседаний и деформаций борта как после завершения подработки в целом, так и после окончания основных ее этапов, меняющих характер деформирования на отдельных участках подрабатываемого борта. С учетом результатов этих расчетов проектируется и осуществляется то или иное мероприятие. Меры по изменению геометрической конфигурации сводятся в основном к следующему:

а) борту придается выпуклая форма, что особенно целесообразно при оставлении целика под нижней частью откоса;

б) снижаются углы заоткоски тех уступов, которые попадают на участки наиболее интенсивных деформаций;

в) бермам придают необходимые уклоны, исключая возможность застаивания воды при неравномерном оседании пород на отдельных участках при подработке.

Мероприятия по предотвращению обводнения породного массива следующие:

а) изменяют глубину и уклон на участках нагорных канав, где нормальный уклон может быть нарушен в результате неравномерных оседаний;

б) устраивают противофильтрационный экран (глиняный или пленочный) на участках нагорных канав, где возможно образование грунтовых трещин вследствие горизонтальных деформаций растяжения;

в) бурят сквозные вертикальные или наклонные скважины для дренажа породного массива со стоками воды в старые подземные выработки (если они не затоплены);

г) бурят горизонтальные или наклонные (восходящие) скважины из карьера в область старых горных работ или зоны обрушения при отсутствии стока воды из них.

Вертикальные и наклонные скважины, пробуренные из верхних уступов карьера, могут служить для спуска поверхностных вод, а в случае, если эти скважины бурятся через зоны интенсивного разуплотнения пород (горизонтальных деформаций растяжения), они также служат дренажными, уменьшая водонасыщенность породного массива.

Для повышения устойчивости подрабатываемых бортов карьеров созданы также специальные инженерные сооружения: шпоны, отрезные щели и участки. Эти сооружения, в большей степени, чем другие позволяют управлять протеканием процесса сдвижения пород.

Однако инженерные сооружения из-за высоких затрат на их возведение, за редким исключением, не применяются на карьерах с мягкими породами вскрыши.

Еще более сужается область их применения при подработке бортов. В частности, применение шпонов, а также укрепление откосов камуфлетными взрывами (с заполнением каверн бетоном или песком) может дать эффект лишь в тех случаях, когда деформирование охватывает верхнюю поверхностную часть откоса и нижняя часть шпонов углубляется в неподвижный достаточно прочный и устойчивый породный массив. Сравнительно экономичным является укрепление откосов взрывами камуфлетных зарядов с заполнением каверны песком или бетоном [12]. При значительной глубине распространения процесса деформирования более целесообразно применение взрывов зарядов, не сосредоточенных, как это предложено в работе [12], а удлиненных цилиндрических. Схема такого укрепления приведена на рис. 58, а.

При этом учитываются полученные экспериментальным путем кривые изменения плотности сцепления и угла внутреннего трения вокруг очагов взрывов сосредоточенного и цилиндрического зарядов [17, 18, 19, 47].

Отрезная щель применяется для сокращения размеров целиков, оставляемых при ведении подземных работ под различными объектами, в том числе под бортами карьеров, при сдви-

жении пород под пологими углами. Создание узкой отрезной щели позволяет отделить деформируемый массив от неподвижного и сделать более крутым угол сдвижения пород (рис. 59).

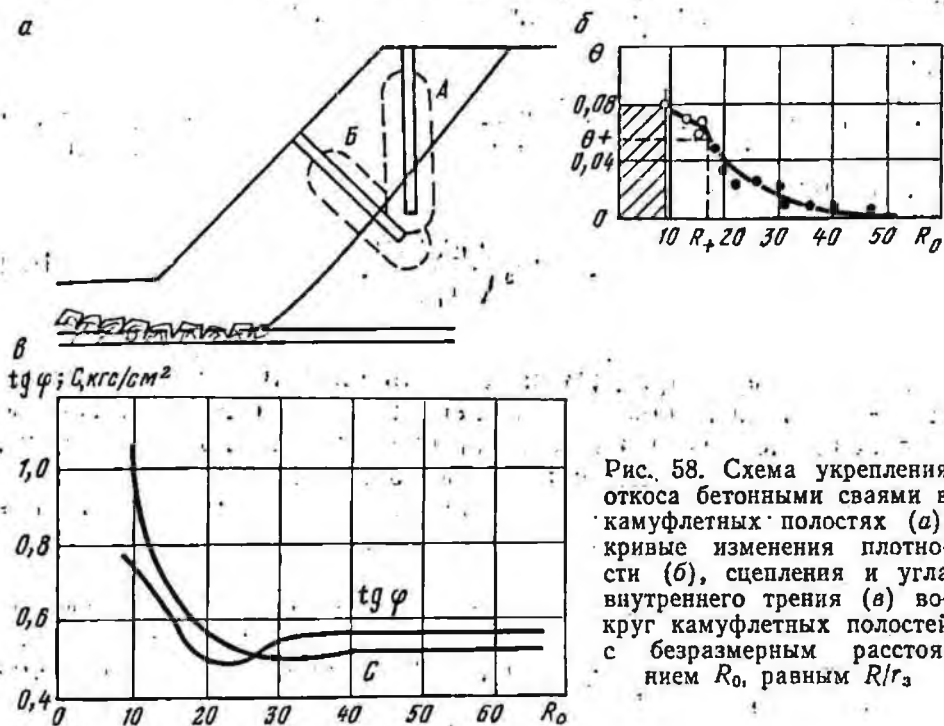


Рис. 58. Схема укрепления откоса бетонными сваями в камуфлетных полостях (а), кривые изменения плотности (б), сцепления и угла внутреннего трения (в) вокруг камуфлетных полостей с безразмерным расстоянием R_0 , равным R/r_3

Отрезная щель для условий Никопольского марганцевого бассейна была предложена институтом ВИОГЕМ, и первоначально предпринимались попытки ее устройства механическим методом.

В 1972 г. в Никопольском марганцевом бассейне Киевским отделением Института геотехнической механики АН УССР совместно с институтом ВИОГЕМ были проведены эксперименты по определению эффективности использования отрезной щели, выполненной в виде цепочки скважин, соединяющихся грунтовыми трещинами, образованными при взрыве скважин цилиндрических зарядов.

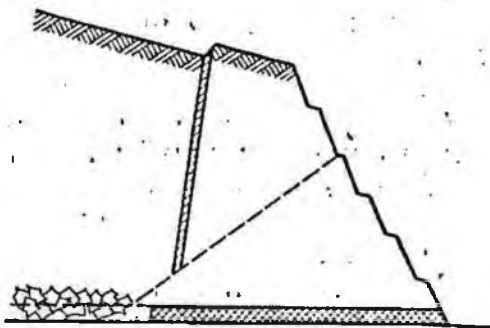


Рис. 59. Применение отрезной щели при обработке борта карьера

Эксперименты производились на восточном крыле шахты № 1-бис Марганецкого ГОКа. Глубина щели составляла 40 м, ширина 0,7 м, длина более 120 м. Непосредственно пластообразную залежь марганцевой руды, залегающую на глубине 52 м, покрывают мергелистые глины мощностью 21,5 м, далее залегают известняки-ракушечники слоем до 6,5 м, глины — 16,5 м, суглинки — до 7 м.

Для получения щели расстояние между скважинами определялось исходя из того, чтобы после взрыва камуфлетные полости соединялись грунтовыми трещинами, образуя сплошную щель:

$$l = 2r_3 \left(\frac{\mu K}{n \sigma_p} \right)^{1/\nu}, \quad (166)$$

где r_3 — радиус заряда; ν и K — эмпирические коэффициенты; μ — коэффициент бокового давления; n — коэффициент запаса, определяемый из условия раскрытия трещин до 0,5—1,0 см; σ_p — предел прочности пород при растяжении.

После экспериментальной проверки расчетов расстояние между скважинами было принято 0,7 м, что определило общее число скважин — 170.

Расход ВВ на 1 м скважины составил 1,2—1,3 кг в глинах и 0,8—0,9 кг в суглинках, известняках и ракушечниках. Осуществлялось взрывание сериями по 3 скважины с последовательным замедлением 100 мкс. После взрывов происходило не только соединение соседних полостей трещинами, но и частичное разрушение целиков между скважинами. Ширина щели составила 0,7—0,8 м. Щель заполнялась густой глинистой пульпой. Одновременно с экспериментами по образованию щели производилось исследование сейсмического эффекта при ее устройстве. Наблюдения, произведенные после подхода горных работ, показали, что щель лишь частично выполняет свое назначение, были обнаружены деформации за пределами щели. Измерения показали, что до глубины 10—12 м граница деформирующегося массива проходит по щели, выше — отклоняется от нее в сторону неподвижного массива. Здесь угол наклона составляет около 10°, сдвигение проходит по кольцевым трещинам, возникшим у шейки камуфлетных полостей.

Более эффективной является узкая щель, шириной до 0,5 м, заполненная более подвижным раствором, чем густая глинистая пульпа.

В целом результаты экспериментов следует считать положительными. Они показали надежную работу в условиях Никопольского марганцевого бассейна щели, образованной из цепочки вертикальных камуфлетных полостей.

§ 5. Применение анкерно-свайного и свайно-шпоночного крепления подрабатываемых откосов

Анкера-сваи наиболее эффективно применяются при наличии примыкающей к откосу неустойчивой пачки пород небольшой мощности (не более 12—15 м). Такие условия возникают при согласном падении пород и откоса в случае, если маломощная пачка неустойчивых слабых пород подстилается прочными породами (рис. 60). Свайные укрепления эффективны также, если в сравнительно прочных породах имеется падающая согласно с откосом поверхность ослабления, подсеченная горными работами.

Возможны различные конструкции свайных укреплений откосов. Крепление сваями, полностью пересекающими неустойчивую пачку пород и заглубленными в подстилающие прочные породы, называют анкерно-свайным креплением откоса (анкерами-сваями). Крепление короткими сваями, не выходящими на поверхность откоса, а пересекающими маломощные пачки пород, непосредственно примыкающие сверху и снизу к одиночной поверхности ослабления, называется свайно-шпоночным креплением откоса.

Наибольшее распространение для крепления подрабатываемых откосов получили железобетонные анкеры-сваи. Анкерно-свайное крепление откоса начинается с бурения скважин перпендикулярно к поверхностям слоистости или вертикальных скважин. В скважинах устанавливается металлическая арматура: трубы, рельсы, куски стальных канатов, уголки или прокат другого сечения. После установки арматуры скважины заполняются бетоном. Роль последнего сводится в основном к передаче на арматуру усилий от деформирующегося породного массива. Поэтому в наиболее слабых породах необходимо бурить скважины большого диаметра, в крепких породах, пересекаемых одиночной поверхностью ослабления, — меньшего диаметра.

Аналогичным образом осуществляется свайно-шпоночное крепление откосов, однако в этом случае металлом и бетоном заполняется лишь нижняя часть каждой скважины. Верхнюю часть целесообразно заполнять инертным пластичным материалом, не пропускающим влагу, для избежания проникновения атмосферных вод. Расстояние между скважинами, а также глу-

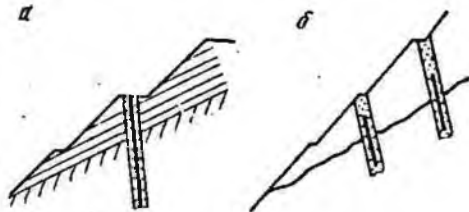


Рис. 60. Применение свайно-анкерного крепления борта при слабых породах, залегающих на прочном основании (а) и в прочных породах, пересеченных согласно падающей поверхностью ослабления (б)

бна их заложения, выбираются с учетом расчетных усилий укрепления, но не менее чем 5—7 диаметров скважины.

Расчеты анкерно-свайного крепления откоса сводятся к следующему:

1. Определяются условия устойчивости откоса по описанной ранее методике; находятся сдвигающие ΣT и удерживающие ΣR силы, а также необходимое усилие крепления R_y в расчете на 1 м длины откоса:

$$R_y = \eta_0 \Sigma T - \Sigma R, \quad (167)$$

где η_0 — принятый с учетом коэффициента запаса коэффициент устойчивости борта, обеспечивающий отсутствие деформаций (η_0 — принимается равным не менее 1,2).

2. С учетом требуемого усилия и расстояния между анкерами-сваями B рассчитывается предельная нагрузка на 1 анкер-сваю P :

$$P = (B + 2r) R_y, \quad (168)$$

где r — радиус анкера-свай, м.

3. Определяется минимальное сечение арматуры анкера-свай, обеспечивающее его работу. Расчет производится на срез в опасном сечении при пересечении свай поверхностями ослабления.

Требуемое сечение арматуры определяется по формуле

$$S \geq \frac{R \cos \alpha}{\sigma_{пр}}, \quad (169)$$

где α — угол отклонения плоскости пересечения поверхности ослабления от сечения, нормального к оси скважины (при вертикальных скважинах, α — угол наклона поверхности ослабления при условии, что скважины направлены по нормали к этой поверхности); $\sigma_{пр}$ — предельное допускаемое напряжение среза стали данной марки.

4. Рассчитывается глубина анкеров-свай по прочности подстилающих пород, являющихся опорой анкера-свай:

$$H = \frac{2P}{\psi \sigma_n} + h_{п.о} + \Delta h, \quad (170)$$

где σ_n — сопротивление подстилающих сползающую призму пород на одноосное сжатие (раздавливание); $h_{п.о}$ — глубина залегания поверхности ослабления; Δh — мощность примыкающих к поверхности ослабления пачки разрушенных пород ($\Delta h = 2 \div 3$ м); ψ — коэффициент структурного ослабления породного массива.

Учитывая маломасштабность рассматриваемого процесса деформации, следует принимать ψ равным 0,15—0,25 при средних линейных размерах разделенных трещинами структурных

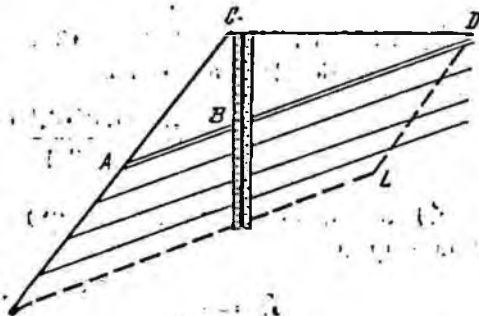
блоков пород, близких к радиусу анкеров-свай, и 0,08—0,1 при размерах структурных блоков в 5—10 раз меньших, чем радиусы анкеров.

5. Производятся контрольные расчеты коэффициентов устойчивости части сползающей призмы ниже линии анкеров-свай *ABC* и общего контура пород *KLDC* (рис. 61), включающего подстилающие породы.

В первом случае сопротивлением пород на разрыв по линии *BC* можно пренебречь.

6. Производятся контрольные расчеты толщины свай по условию прочности пород сползающей призмы:

$$r \geq \frac{P}{2h_{п.о} \sigma_d \psi} \quad (171)$$



где σ_d — сопротивление пород сползающей призмы одноосному сжатию (раздавливанию).

Расчеты по приведенной методике являются приближенными, однако их точность достаточна для практических целей.

Аналогичным образом производятся расчеты свайно-шпуночного крепления. Однако в этом случае по формуле (170) рассчитывается длина свай-шпонки без верхней части скважинь и в формулу (171) вместо величины $h_{п.о}$ подставляется высота верхней (выше поверхности ослабления) части свай.

В качестве примера приведен расчет анкеров-свай для участка карьера, разрабатывающего руды редких металлов. По данным расчета условий устойчивости подлежит укреплению изолированный по падению участок откоса. Примыкающие к откосу на этом участке породы отделены от остального массива поверхностью ослабления.

Исходные данные

Глубина залегания поверхности ослабления на участке, где будут заложены анкеры-свай, м	14,0
Угол заложения анкера-свай, градус	90
Сопротивление пород одноосному сжатию, тс/м ² :	
деформирующейся толщи	4000
подстилающих пород	5000
Коэффициент структурного ослабления:	
деформирующейся толщи	0,1
подстилающих пород	0,2
Силы, тс:	
сдвигающие	404
удерживающие	227
Угол наклона поверхности ослабления, градус	11,5

Расчет производится в следующем порядке:

1) определяем усилие укрепления в расчете на 1 м откоса, принимая $\eta_0 = 1,2$:

$$R_y = [1,2 \cdot 204 - 227 = 20 \text{ тс};$$

2) определяем нагрузку на одну анкер-сваю. В связи с небольшой величиной усилий укрепления расстояние B между сваями принимаем равным 10 м, радиус $r = 0,15$ м:

$$P = 20(10 + 0,15) = 206 \text{ тс};$$

3) рассчитываем минимальное сечение арматуры, принимая $\sigma_{пр} = 3,1 \text{ тс/м}^2$ (сталь М-75),

$$S > \frac{206 \cdot 0,98}{3,1} = 65 \text{ см}^2;$$

4) находим глубину анкеров-свай по прочности подстилающих пород

$$H = \frac{2 \cdot 206}{0,2 \cdot 0,15 \cdot 500} \cdot 14 + 2,5 = 19,3 \text{ м};$$

5) проводим контрольные расчеты условий устойчивости (в обоих случаях $\eta \geq 1,5$);

6) контрольный расчет радиуса свай

$$r > \frac{616}{2 \cdot 8 \cdot 4000 \cdot 0,1} = 0,096 \text{ м}.$$

§ 6. Подсыпка контфорсов и использование внутренних отвалов для удержания пород на оползневых участках

Перед началом подработки участков борта в некоторых случаях возможно укрепление за счет подсыпки их подошвы щебнем или вскрышными породами. Это укрепление осуществляется либо при отработке последнего горизонта карьера, когда при существующих углах откоса устойчивость борта не обеспечивается, а разнос борта экономически не целесообразен, либо перед подработкой борта, когда ухудшение условий устойчивости не может компенсироваться другими методами. Данный метод успешно применялся на старых карьерах Кривого Рога.

В первом случае породы подсыпали на высоту одного-двух уступов участками по простиранию с некоторым отставанием от фронта последнего добычного уступа. Таким образом обнажение борта на всю высоту осуществлялось одновременно лишь на ограниченном по простиранию участке, что позволило полностью доработать запасы, не прибегая к дорогостоящему разному бортов.

Во втором случае было предотвращено деформирование подработанных участков бортов и разрушение находящихся вблизи них промышленных объектов.

Порядок расчетов условий устойчивости частично подсыпанного борта карьера следующий:

1) определяется активное давление пород внутреннего отвала на подсыпанный участок борта;

2) определяется наиболее вероятная поверхность скольжения пород (или 2—3 наиболее вероятные поверхности скольжения);

3) находится коэффициент устойчивости пород до начала деформирования борта с учетом сдвигающих и удерживающих сил; при этом напряжение от активного давления пород отвала раскладывается на нормальные и касательные составляющие относительно поверхности скольжения; нормальные составляющие суммируются со сдвигающими силами, а при отрицательном значении — с удерживающими силами, касательные составляющие суммируются с нормальным давлением от веса пород сползающей призмы (при определении удерживающих сил трения);

4) аналогичный расчет проводится для периода начавшейся деформации с принятием вместо активного — пассивного давления и исключением сцепления в массиве;

5) из двух полученных коэффициентов устойчивости принимается меньший.

Методы определения активного и пассивного давлений подсыпки на борт карьера следующие.

Активное давление. Величина давления на наклонную плоскость (борт карьера) определяется по формуле (109). При негоризонтальной верхней поверхности пород отвалов величина столба пород h определяется аналитическим путем или графическим построением.

В плоской задаче метод определения высоты столба пород описан выше (см. § 4 гл. III).

В пространственной задаче контур заменяется фигурой, ограниченной с боковых сторон конической поверхностью, образующая которой имеет тот же наклон к горизонту $(45^\circ + \frac{\varphi}{2})$.

Расчетная высота столба пород

$$h = \sqrt[3]{\frac{3}{\pi} V \operatorname{ctg}^2 \varphi_1}, \quad (172)$$

где V — объем столба пород.

Поскольку определение объема на практике при криволинейной поверхности отвала несколько затруднительно, практически может быть рекомендовано определение h как среднего из двух значений, определенных в двух взаимно перпендикулярных вертикальных сечениях.

Пассивное давление $P_{\text{п}}$ используется при определении сопротивления пород отвала давлению сползающих пород борта карьера, после того как деформирование последних на-

чалось и сцепление в массиве пород борта перестало действовать. В отличие от активного давления, больший главный вектор пассивного давления отклонен от нормали к откосу вверх (на угол трения пород отвала по поверхности откоса).

В плоской задаче величина пассивного давления в данной точке на единицу площади откоса при горизонтальной верхней границе пород отвала:

$$P_n = \gamma h [\cos \alpha + \sin \alpha f(\varphi)], \quad (173)$$

$$f(\varphi) = \sin \varphi_1 + \cos \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2} \right) \operatorname{tg} \varphi.$$

При негоризонтальной верхней границе величина h определяется аналогично предыдущему случаю, однако угол наклона к горизонту границ плоской фигуры (в плоской задаче) или образующей конической поверхности (в пространственной задаче) составляет φ_1 , а не $(45^\circ + \varphi/2)$, как при определении активного давления.

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД ПРИ ПОДРАБОТКЕ КАРЬЕРОВ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

§ 1. Управление процессом деформирования и обрушения крепких трещиноватых пород при подработке карьеров подземными горными работами

При подземной разработке под карьерами мощных и средней мощности рудных тел, залегающих в крепких трещиноватых горных породах, а также при наличии под карьерами в таких же породах пустот от старых подземных разработок горно-технические мероприятия, как правило, направлены на предотвращение внезапных обрушений в контуре карьера, а также на подъездных путях к нему. Чаще всего решается задача полного устранения процесса сдвижения с сохранением или закладкой пустот, реже с заполнением пустот за счет сдвижения пород в форме плавного оседания.

При подземной разработке рудных тел, залегающих в крепких породах на небольших и средних глубинах, процесс сдвижения может не получить развития при оставлении достаточно прочных опорных целиков и потолочин, а также за счет закладки выработанного пространства, особенно твердеющей закладки. В этом случае наличие карьеров над разработками может не учитываться при ведении подземных работ.

Рассмотрим специфическую для комбинированной разработки задачу направленного изменения процесса сдвижения горных пород, осуществляемого за счет наиболее рационального направления развития открытых горных работ на подрабатываемых участках.

К вопросам управления процессом сдвижения крепких трещиноватых пород можно отнести искусственное обрушение (посадку) потолочин подземных камер при приближении к ним контура карьера и некоторые специальные методы ведения подземных разработок с целью локализации процесса сдвижения пород.

Наличие глубокой выемки карьера в зоне влияния подземных горных работ в существенной мере изменяет напряженное состояние породного массива и пространственное положение возникающих в момент предельно-напряженного состояния поверхностей скольжения, реализующихся в дальнейшем в поверхности, по которым происходит сдвижение пород.

На руднике им. Коминтерна в Кривом Роге с 1959 г. осуществлялась засыпка старых карьеров на выходах залежей с

целью предотвращения развития процесса сдвижения пород в лежащем боку, где находятся шахтный ствол и промышленные сооружения. Засыпка карьера наряду с другими факторами способствовала стабилизации процесса.

Отметим, что засыпка старых карьеров на выходах залежей рудоуправления им. Коминтерна и выемка в карьере Криво-рожского ЦГОКа висячем боку этих залежей способствовали значительным изменениям углов сдвижения пород висячего бока.

В настоящее время эти углы стали значительно круче, чем 8—10 лет назад, когда карьеры на выходах залежей не были засыпаны, а выемка в карьере ЦГОКа не производилась. В момент, непосредственно предшествующий началу сдвижения трещиноватых скальных пород, массив находится в предельном напряженном состоянии.

Для изотропного породного массива условие предельного напряженного состояния описывается выражением (51). Как указывалось выше, из условия предельного напряженного состояния следует, что через каждую точку массива проходят две поверхности скольжения.

Рассмотрим две системы дифференциальных уравнений характеристик, определяющих семейства линий скольжения:

$$d\sigma_n + 2\sigma_n \operatorname{tg} \varphi d(\varphi_1 + \nu_1) + \gamma d(x - y \operatorname{tg} \varphi) = 0;$$

$$d\sigma_n - 2\sigma_n \operatorname{tg} \varphi d(\varphi_1 + \nu_1) + \gamma d(x + y \operatorname{tg} \varphi) = 0.$$

Касательные к характеристике первого семейства наклонены к горизонту под углом $\frac{\pi}{2} - (\varphi_1 + \nu_1)$, а второго — под углом $\frac{\pi}{2} - (\varphi_1 - \nu_1)$.

Таким образом, задача сводится к определению величины ν_1 , представляющей собой угол отклонения от вертикали большого главного вектора напряжения σ_1 .

В породном массиве на участках, удаленных от горных выработок и значительных выемок на поверхности, большой главный вектор σ_1 направлен вертикально вниз (возможные отклонения этого вектора, определяемые остаточными тектоническими напряжениями, мы во внимание не принимаем). В соответствии с этим распространение процесса сдвижения в изотропном породном массиве над очистной горной выработкой при горизонтальном залегании рудного тела ограничивается плоскостями, имеющими наклон к горизонту под углом

$$\beta = \frac{\pi}{2} - \varphi_1.$$

Действительно, при разработке пластообразных залежей с залеганием, близким к горизонтальному, в крепких трещинова-

тых породах, где $\varphi \approx 30 \div 38^\circ$, граничные углы не бывают меньше 65° , в то время как при мягких породах, где $\varphi \approx 15-20^\circ$, граничные углы составляют $50-55^\circ$.

Наличие действующего или старого карьера существенно изменяет картину распределения напряжений и положение в пространстве поверхностей скольжения. Вблизи карьера больший главный вектор напряжений направлен вдоль его откоса, отклоняясь от вертикали на угол откоса $\frac{\pi}{2} - \alpha$. На некотором отдалении от борта он занимает промежуточное положение, отклоняясь от вертикали на угол ν_1 ($0 < \nu_1 < \frac{\pi}{2} - \alpha$), на значительном расстоянии от борта — направлен вертикально вниз.

Область влияния карьера ограничивается линией, угол наклона которой равен $\frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}$.

На основании приведенных соображений можно установить влияние на углы сдвижения карьеров старых или действующих, расположенных на выходах, крутопадающих залежей.

Для того чтобы перейти от качественной характеристики влияния старых карьеров на протекание процесса сдвижения при подземных разработках к количественным закономерностям, характеризующим распространение этого процесса на участках поверхности, примыкающих к бортам, следует рассмотреть реальные трещиноватые скальные породы, вмещающие крутопадающие рудные месторождения.

Используем полученную в результате теоретического решения на основе уравнений теории предельного напряженного состояния сыпучей среды формулу (129), выведенную для расчета угла сдвижения конкретных пород всячего бока в Кривом Роге. Приведенные методы расчетов позволили определить углы сдвижения всячего бока залежей шахты «Октябрьская» рудника им. Коминтерна, подрабатывающей на глубинах 400—900 м карьер Криворожского ЦГОКа. Они были произведены для определения распространения процесса сдвижения на участке карьера ЦГОКа.

Полученные данные характеризуют изменения углов сдвижения пород за счет старых карьеров и позволяют определить эффективность их засыпки.

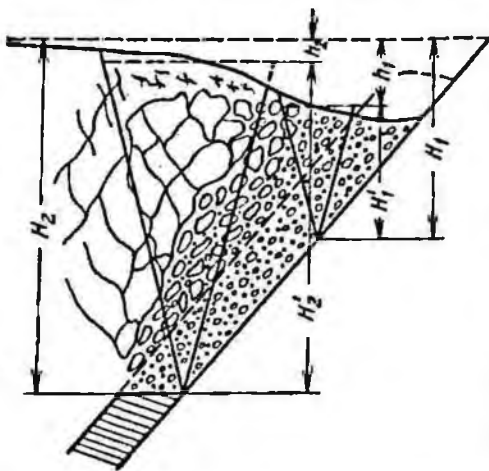
При проведении расчетов использованы:

- 1) планы горных работ, геологические разрезы и другие графические материалы рудника им. Коминтерна;
- 2) проектная документация карьера ЦГОКа;
- 3) исследования физико-механических свойств пород рудника им. Коминтерна.

Принятые исходные данные, за исключением угла внутреннего трения пород в массиве, приведены ниже.

Угол падения залежи, градус	56
Плотность пород в массиве, т/м ³	3,5
Плотность обрушенных пород, т/м ³	2,5
Угол внутреннего трения обрушенных пород, градус	30
Угол трения обрушенных пород по откосу неподвижного породного массива, градус	20
Фактический угол сдвига (градус) на горизонтах:	
157 м	63
197 м	65
247 м	56
307 м	50
367 м	45
Сцепление пород в массиве по поверхностям анизотропии, тс/м ²	10
Наклон поверхности в зоне обрушения (градус) после обработки горизонтов:	
197 м	49
247 м	30
307 м	20
367 м	14
437 м и ниже	9

Угол внутреннего трения ϕ в массиве роговиков и джеспиллитов принят равным 35° , в сланцах — 27° . В расчетах принято средневзвешенное значение этой величины в зависимости от соотношения пород в разрезе.



Угол ϕ' принят равным 34° после отработки гор. 197 м, 31° — гор. 247 м и 30° — всех остальных горизонтов.

Поскольку трещиноватость пород в массиве пород всяческого бока изучена недостаточно, расчеты производились как с учетом возможной анизотропии массива, так и из расчета его квазиизотропного

Рис. 62. Схема к определению высоты строения столба обрушенных пород

При проведении расчетов с учетом возможной анизотропии массива угол трения пород по поверхностям анизотропии ζ принят равным $25-30^\circ$; для сравнения производился также расчет при ζ равном 35° .

Высота столба обрушенных пород (рис. 62) равна расстоянию по вертикали от поверхности. Ее среднее значение определялось по выведенной с учетом выражения (108) формуле

$$H' = H(1 - \text{ctg } \beta' \text{ tg } \chi_{\text{II}}),$$

где $\chi_{\text{II}} = \frac{h}{H(\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta)}$.

1. Расчеты производились для квазизотропного массива при шаге обрушения пород, равном высоте этажа, и глубинах разработки от 200 до 800 м (рис. 63):

- а) при наличии старого карьера на выходе залежей;
- б) при условии засыпки его вскрышными породами ЦГОКа;
- в) при условии засыпки старого карьера и выемки в контуре карьера ЦГОКа в 400—800 м от выхода залежи;

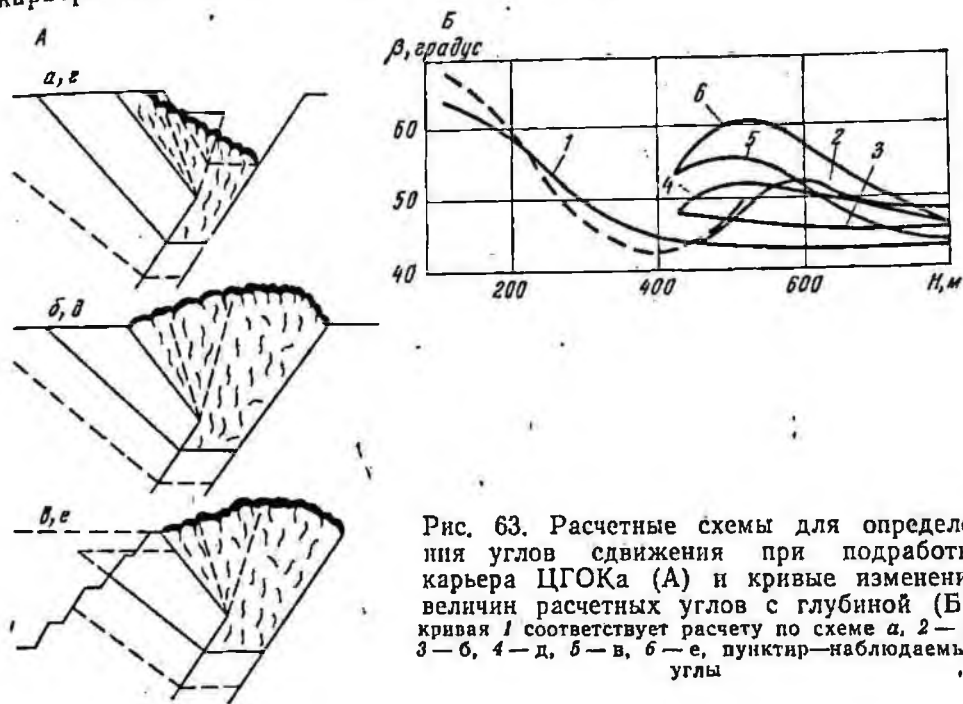


Рис. 63. Расчетные схемы для определения углов сдвижения при подработке карьера ЦГОКа (А) и кривые изменения величин расчетных углов с глубиной (Б): кривая 1 соответствует расчету по схеме а, 2 — г, 3 — б, 4 — д, 5 — в, 6 — е, пунктир — наблюдаемые углы

г, д, е) при тех же условиях, что и в первых трех случаях, но при зависании пород, наблюдаемом на глубине 400 м, шаг обрушения равен двойной высоте этажа;

ж) при наличии обратно падающих плоскостей анизотропии.

Результаты расчетов приведены в табл. 41.

На основании результатов произведенных расчетов можно сделать вывод: наличие карьеров или других значительных выемок в зоне влияния подземных горных работ существенно влияет на положение границ зон сдвижения на поверхности и углов сдвижения пород.

При наличии карьеров на выходах крутопадающих залежей углы сдвижения пород всяческого бока становятся более большими. Засыпка старых карьеров при их глубине 80—90 м ограничивает распространение процесса деформирования и увеличивает углы сдвижения в условиях Криворожского бассейна на 5—6°. Однако, если карьеры находятся не на выходах залежей, а вблизи границ зоны сдвижения пород всяческого бока, они оказывают обратное влияние, способствуя сдвигению пород при более

крутых углах. В рассмотренном случае выемка в проектном контуре карьера ЦГОКа приводит к увеличению углов сдвижения пород при отработке залежей шахты «Октябрьская» на глубинах 400—600 м на 6—9°, а при одновременной засыпке

Таблица 41

Глубина разработки (горизонт), м	Фактические углы сдвижения пород, градус	Расчетные углы сдвижения пород, градусы							Изменения углов сдвижения, обусловленные		
		сдвижение по поверхности скольжения							При сдвижении по плоскостям анизотропии	засыпкой старого карьера	засыпкой старого карьера и выемкой в карьере ЦГОКа
		обрушение через один этаж			обрушение через два этажа						
		при падении старого карьера на выходе залежей	после засыпки старого карьера	то же, но при выемке в контуре карьера ЦГОКа	при падении старого карьера на выходе залежей	после засыпки старого карьера	то же, но при выемке в контуре карьера ЦГОКа				
197	60—65	62	67	—	—	—	—	41	—	—	
247	55	56	62	—	—	—	—	42	6	—	
307	48	50	55	—	—	—	—	—	5	—	
367	43—45	46	50	—	—	—	—	40	4	—	
437	46—48	44	47	53	—	—	—	—	3	9	
500	50	43	46	55	50	52	57	39	3	12	
600	—	43	45	52	50	51	57	—	2	9	
700	—	43	44	44	46	50	52	39	1	1	

старого карьера на выходах залежей шахты «Октябрьская» отвальными породами ЦГОКа — на 9—12° (рис. 64). Увеличение углов сдвижения подтверждено непосредственными наблюдениями в натуре. На более значительных глубинах, когда залежь уходит под карьер, изменения углов сдвижения, обусловленные выемкой в проектном контуре карьера ЦГОКа и засыпкой старых карьеров, менее значительны.

Аналогичные расчеты углов сдвижения пород сделаны были также для лежащего бока крутопадающих залежей трех шахт Криворожского бассейна — «Октябрьская» рудника им. Коминтерна, «Гигант» рудника им. Дзержинского и рудника им. Кирова. Результаты расчетов использовались институтом Кривбасспроект при проектировании шахтных отвалов.

Произведенные исследования и расчеты полностью подтвердили полученные ранее на основании обобщения натуральных наблюдений данные о влиянии карьеров на углы сдвижения пород при разработке мощных крутопадающих месторождений комбинированными способами. Как показывают расчеты, карьер глубиной 80—100 м, расположенный на выходе мощной крутопадающей залежи, приводит к выполаживанию углов сдвижения пород в всячем и лежащем боку при подземной разработке на глубинах 300—500 м на 3—5 и даже 6°. Принципиально такое же влияние оказывает и провал, возникший при подзем-

§ 2. Управление процессом сдвижения при подработке карьеров в условиях мощных крутопадающих залежей значительной длины по простиранию

К числу факторов, определяющих развитие и протекание процесса сдвижения горных пород, относятся система разработки и некоторые другие горнотехнические факторы, зависящие от способа и порядка разработки месторождения. В связи с этим более или менее существенные изменения упомянутых факторов соответственным образом отразятся на развитии и протекании процесса сдвижения и приведут к соответствующим изменениям углов сдвижения. Это обстоятельство может быть использовано при разработке мер управления процессом сдвижения пород при подработке карьеров в условиях мощных крутопадающих рудных месторождений.

При отработке камер или блоков первой очереди мощных крутопадающих рудных месторождений данного горизонта происходит перепуск обрушенных пород из выработанного пространства вышележащих этажей. Это приводит к активизации процесса сдвижения пород в пределах «клина сдвижения» (см. рис. 51), образовавшегося после полной отработки вышележащего этажа, и, таким образом, к интенсификации оседания и деформации земной поверхности на участках, где оседание и деформация начались ранее после отработки вышележащего этажа.

После выемки междукамерных целиков или блоков второй очереди происходит разрушение пород в пределах «призмы сдвижения», завершающееся скачкообразным расширением зоны сдвижения на земной поверхности в сторону висячего бока (см. рис. 51).

Сдвижение пород лежачего бока и углубление ранее образовавшейся зоны обрушения на выходе залежи происходят в течение первого цикла сдвижения (при сдвижении клина). Таким образом, в течение этого этапа происходит некоторое геометрическое смещение центра тяжести массы деформирующихся и разрушающихся пород в сторону лежачего бока.

Выполаживание углов сдвижения пород висячего бока происходит в течение второго этапа цикла сдвижения, когда деформируются породы призмы сдвижения. В этот период происходит смещение центра тяжести массы деформирующихся и разрушающихся пород в сторону висячего бока.

За счет изменения порядка отработки рудной залежи возможно свести к минимуму продолжительность соответствующих этапов цикла сдвижения пород. Так, разработка залежи системой открытых камер со значительным отставанием отработки междукамерных целиков приводит к удлинению первого этапа цикла сдвижения и смещению центра тяжести процесса к лежа-

чему боку месторождения. Аналогичный эффект, но в менее выраженной форме, достигается при интенсивной обработке залежей системами с обрушением (подэтажными или этажными), в результате которого обнажение висячего бока происходит медленно и длительное время локализуется на ограниченных участках.

Тот же эффект достигается при применении систем разработки с закладкой выработанного пространства. В этом случае сдвигание пород вообще замедляется, делается менее интенсивным, в первую очередь за счет призмы сдвижения.

Интенсивная сплошная обработка системы с обрушением больших участков залежи (по падению и прежде всего по простиранию) приводит к тому, что длительность первого этапа сдвижения сокращается и, таким образом, происходит интенсификация разрушения пород в пределах призмы сдвижения. Такие способ и порядок обработки залежи способствуют выполаживанию углов сдвижения пород висячего бока.

Начало сдвижения пород лежачего бока на руднике им. Коминтерна было приурочено к длительному отставанию обработки междукамерных целиков. В тот период система открытых камер была доминирующей на руднике. Удельный вес этой системы разработки в целом по руднику составлял от 58,5 до 66%, а в центральной и южных частях поля шахты им. Коминтерна, где началось сдвигание пород лежачего бока, — 80—90%. Отставание обработки целиков было не менее 2,5—3 года, т. е. составляло 50—60% времени обработки этажа (5—5,5 лет).

Последующие годы разработки характеризуются: с одной стороны — интенсификацией обработки залежей в целом (высота этажа увеличилась на 10—20 м, срок обработки сократился на 1—1,5 года), с другой стороны — некоторым сокращением удельного веса системы открытых камер (до 43—51% в целом по руднику) и значительным сокращением отставания обработки междукамерных целиков. Эти обстоятельства одновременно с увеличением глубины разработки привели к резкому выполаживанию углов сдвижения пород висячего бока на 10—15%; в то же время сдвигание пород лежачего бока стабилизировалось. В дальнейшем все вышесказанное, а также засыпка провала привели к полному прекращению дальнейшего распространения процесса сдвижения пород в сторону лежачего бока залежи. Аналогичные явления, хотя и в менее выраженной форме, отмечались на других рудниках Кривого Рога — им. Дзержинского и им. Кирова, где также происходило сдвигание пород лежачего бока и выполаживание углов сдвижения пород висячего бока.

Использование способов подземной разработки и систем разработки мощных крутопадающих рудных залежей в качестве мер управления процессом сдвижения осуществляется по следующим схемам:

а) в тех случаях, когда подрабатываются старые карьеры на выходах залежи, деформация бортов представляет опасность: для сооружений, расположенных в лежащем боку залежей. При этом должна производиться сплошная и по возможности наиболее интенсивная разработка соответствующих участков залежи системами с обрушением (этажным или подэтажным), с быстрым обнажением больших участков всячего бока; безрудные промежутки, задерживающие сдвигание пород всячего бока призмы сдвижения, должны искусственно разрушаться;

б) в тех случаях, когда подрабатываемые карьеры расположены в всячем боку залежи, рекомендуется ее отработка системами открытых камер с оставлением на длительный срок достаточно прочных междукамерных опорных целиков или системой с обрушением с оставлением части блоков (второй очереди разработки), отработка которых осуществляется не ранее чем через 1—1,5 года после перепуска обрушенных пород из вышележащих этажей в камеры (блоки первой очереди). Как показывают наблюдения на Криворожских рудниках, угол сдвижения пород в всячем боку залежей при этом снижается по крайней мере на 3—5° и в то же время деформация и оседание земной поверхности на периферийном участке в всячем боку залежи также значительно снижаются.

Дополнением к рассмотренным мерам может служить закладка выработанного пространства доставляемым извне материалом.

§ 3. Устранение и локализация опасности внезапных обрушений земной поверхности при разработке мощных залежей ограниченной длины

При разработке мощных рудных месторождений, имеющих ограниченные размеры по простиранию, а также при разработке залежей значительных размеров камерно-столбовыми системами с оставлением опорных целиков наиболее значительную опасность представляют внезапные разрушения, заканчивающиеся образованием на земной поверхности локальных провалов. Обрушение поверхности с образованием провалов, чаще всего имеющих воронкообразную форму, представляет опасность не только для бортов и подъездных путей подрабатываемых карьеров, приводя их к полному разрушению, но при внезапности обрушения — и для движущихся автомашин, карьерного горнотранспортного оборудования, отдельных лиц и т. д.

Управление процессом сдвижения (обрушения) в условиях залежей ограниченной длины с целью предотвращения опасности внезапных локальных обрушений земной поверхности возможно при:

а) осуществлении методов ведения подземных горных работ (или сочетания подземных и открытых горных работ), исклю-

чающих обрушение пород вообще или приводящих к замене его плавным сдвижением горных пород;

в) применении специальных мер по искусственному обрушению пород в заранее определенном месте и в определенное время, что исключает внезапность обрушения.

Наиболее эффективным средством предотвращения внезапных обрушений земной поверхности является полная закладка выработанного пространства при ведении подземных горных работ. Но применение полной закладки, как правило, значительно снижает производительность труда, повышает себестоимость добычи. Переход на разработку с полной закладкой требует не только дополнительных эксплуатационных затрат, но и капитальных затрат на создание закладочного хозяйства и т. д.

Учитывая возможности, которые представляет закладка выработанного пространства, а также технические трудности и значительные затраты, связанные с созданием закладочного хозяйства, в каждом конкретном случае вопросы о целесообразности ее применения при подработке карьеров должны подвергаться детальному изучению и технико-экономическому анализу. При небольшой глубине разработки закладка подземных выработок возможна из карьера через специально пробуренные скважины. Такой метод самотечной закладки, однако, не получил большого применения, главным образом вследствие организационных затруднений.

Методом, не устраняющим обрушение вообще, но предотвращающим внезапность обрушения земной поверхности, является искусственное обрушение. При небольшой глубине подземных разработок оно не представляет нерешимой задачи, хотя требует затрат средств и времени. В породах с коэффициентом крепости пород по Протоdjьяконову от 5—6 до 12—14 искусственная посадка потолочины целесообразна, когда ее величина составляет не более 1—1,2 величины пролета подземной пустоты.

Искусственная посадка наиболее широко применяется при подработке действующих карьеров подземными работами. При удачном расположении уступов относительно подземных пустот посадка потолочин может быть осуществлена во время массовых (многорядных) взрывов на уступах карьера с незначительным дополнительным увеличением объема бурения и расхода взрывчатых веществ. Однако в большинстве случаев необходимо производить специальные взрывные работы по посадке потолочин.

На Блявинском карьере искусственная посадка потолочин старых камер оказалось наиболее надежным и эффективным средством погашения частично заполненных закладочным материалом старых камер после перехода от подземных работ к открытым и полностью вытеснила другие меры защиты.

Большое распространение получила искусственная посадка потолочин на Хайдарканском руднике. Здесь была осуществлена

посадка потолочины камеры № 579 мощностью 15—25 м. Размеры камеры: высота 25—30 м, площадь 800 м², объем 18 тыс. м³. Рядом с камерой № 579, несколько выше ее, находилась ранее погашенная камера № 308. Посадка осуществлена путем взрывания 36 пробуренных по контуру камеры скважин, расположенных по сетке 5×5 м. Одновременно были взорваны 54 скважины за контуром камеры для выравнивания уступа. Общий вес потолочины 25 тыс. м³, масса зарядов аммонита № 6 в 36 скважинах составила 11,5 т, удельный расход ВВ 0,46 кг/м³, объем бурения 616 м, диаметр скважин 200 мм.

В контуре камеры скважины не добуривались до пустоты на 2—3 м (мощность потолочины была уточнена контрольным бурением), за контуром бурение производилось на всю мощность потолочины. Таким же образом осуществлялась посадка потолочины камеры № 1001—122 толщиной 10—20 м, объемом 9 тыс. м³. Было пробурено 19 скважин глубиной 7—17 м, расход ВВ составил 3 т, удельный расход ВВ 0,33 кг/м³.

Применение описанного метода посадки потолочин старых камер на руднике было удачным и в других случаях при высоте потолочины, не намного превышающей длину пролета. При значительно большей высоте потолочины удовлетворительные результаты не были достигнуты.

На руднике «Медвежий ручей» одновременно с взрывами на уступах карьера осуществлялась посадка нескольких потолочин старых камер, высота которых превышала длину пролетов. Вместе с потолочинами взрывались междукамерные целики, для чего скважины, попадающие в целики, пробуривались до уровня подошвы камер. Как и на Хайдарканском руднике, толщина потолочин уточнялась контрольным бурением. Первоначальная высота камер составляла 3—5 м; в результате местных обрушений к моменту посадки высота пустот увеличивалась, достигая 8—11 м. При ширине камеры более 10 м для посадки пробуривались два ряда скважин (по оси камер и по оси междукамерных целиков). При расположении уступов карьера поперек длинной оси камер применялось многорядное взрывание.

В условиях рудника «Медвежий ручей» расход ВВ на посадку потолочин и дробление пород составил около 1 кг/м³. На Никитовском руднике посадка потолочин подземных камер осуществлялась бурением скважин с поверхности и из подземных выработок.

При подземных выработках под карьерами на значительных глубинах непосредственное искусственное обрушение пород не осуществимо. Предотвращение опасности внезапных обрушений на поверхности здесь может быть сведено к последовательному осуществлению следующих мер:

а) определению зон, опасных по условию внезапных обрушений;

б) установлению наблюдений за состоянием породного массива (с помощью глубинных реперов с сигнализаторами или другими методами);

в) искусственному обрушению, когда естественный процесс обрушения достигнет глубины 20—40 м под карьером или в результате углубления контур карьера приблизится на это расстояние к подземным пустотам.

Таким образом, управление процессом обрушения в этом случае возможно, если естественное протекание процесса обрушения задержится на последнем этапе при приближении к контуру карьера.

§ 4. Методы ведения подземных работ под бортами карьеров, сложенными мягкими породами

Как отмечалось выше, при разработке открытым способом залежей, покрытых мощной толщей мягких пород, обеспечение устойчивости бортов карьеров является сложной задачей, решение которой еще более осложняется при наличии подземных горных работ под бортами карьеров. Поскольку в мягких породах почти не удается избежать деформирования породного массива над подземными выработками, мероприятия для предотвращения оползней и других нарушений устойчивости борта должны сводиться к тому, чтобы придать процессу сдвижения пород при подземной разработке такой характер, при котором отрицательное влияние его на устойчивость бортов сводилось бы к минимуму. Процесс деформирования породного массива, слагающего борт карьера, при его подработке должен протекать таким образом, чтобы при этом снижались, а не возрастали высота и угол откоса, а также не ухудшались гидро-геологические условия (обводненность пород) и минимально снижалось сцепление пород. Это достигается, если удастся обеспечить такую форму процесса сдвижения пород, при которой:

а) процесс протекает как изгиб и пластическое течение слоев без разрыва их сплошности;

б) оседание верхней части подрабатываемого откоса превышает оседание нижней части;

в) горизонтальные деформации у поверхности откоса борта, в особенности деформации растяжения, минимальны;

г) обводненность деформирующегося при подработке массива не возрастает, а снижается, что достигается обеспечением стока воды из выработанного пространства и старых работ и другими мерами.

При разработке комбинированными способами маломощных и средней мощности пластообразных месторождений (типа Никопольского марганцевого), залегающих в мягких пластичных породах, наиболее ответственными объектами подработки являются не только борты карьеров, но также и карьерные рельсовые пути.

Известно, что наиболее радикальной мерой предотвращения разрушения подрабатываемых объектов является предотвращение сдвижения пород за счет применения камерно-столбовой системы разработки с оставлением прочных опорных целиков. Но даже в полускальных породах применение камерно-столбовой системы приводит к консервации в целиках 50—60% запасов. В мягких пластичных породах применение камерно-столбовой системы вообще не достигает цели. Однако для рельсовых путей, а также работающего карьерного оборудования и обслуживающего его персонала и для бортов карьера представляет опасность не сдвижение пород вообще, а лишь локальные обрушения в форме воронкообразных провалов. При относительно медленном плавном развитии деформации возможна эксплуатация карьерных рельсовых путей и сохраняются условия устойчивости бортов карьеров. Кроме этого, как в том, так и в другом случае представляют опасность интенсивные, быстро развивающиеся горизонтальные деформации примыкающего к земной поверхности массива пород.

Однако имеются некоторые различия условий подработки упомянутых объектов. При подработке рельсовых путей наиболее опасны горизонтальные деформации сжатия, разрушающие рельсовое полотно, а при подработке откосов — растяжения, вызывающие наиболее значительное снижение сцепления, появление на поверхности откоса трещин, по которым атмосферные воды проникают в глубь породного массива, снижая как сцепление, так и угол внутреннего трения пород. При подработке откоса необходим такой способ, при котором как в конечном итоге, так и в промежуточных положениях оседание нижней части откоса должно быть меньше оседания его верхней части. При подработке подъездных рельсовых путей это не имеет значения. Описанные особенности подрабатываемых объектов и требования к характеру проявления процесса сдвижения горных пород на земной поверхности (или поверхности подрабатываемого откоса) определяют формы и конечный результат управления этим процессом.

Для определения распространения обрушений в условиях пластообразных залежей и пластовых месторождений С. Г. Авершин вывел формулу приближенного определения высоты зоны обрушения $h_{обр}$:

$$h_{обр} = \frac{m_b}{k_p - 1},$$

где m_b — выемочная мощность пласта, м; k_p — коэффициент разрыхления пород, величина которого, по данным автора формулы, колеблется от 1,2 до 2,0.

При предельных значениях этого коэффициента высота зоны обрушения равна от пятикратной до двукратной мощности пласта.

В Челябинском бурогольном бассейне посредством бурения скважин зафиксирована высота обрушения в пределах 9—10 м, т. е. равная 8—4-кратной мощности пласта. Непосредственно зона обрушения наблюдалась в Челябинском бассейне на Коркинских карьерах. Здесь открытые работы подрабатывались подземными выработками шахт № 29, 27 и 19. Замер зоны обрушения показал, что высота ее не превышает полуторной мощности пласта. Как отмечалось выше, в условиях Никопольского марганцевого бассейна породы более пластичны, однако разработка производится более короткими забоями, чем в Челябинском бурогольном бассейне. В связи с этим обрушение распространяется на высоту 10—12 м, что составляет 5—6-кратную величину мощности залежи.

Таким образом, следует считать, что, как правило, обрушение пород при разработке горизонтальных и пологопадающих пластообразных залежей распространяется в мягких породах на высоту, не превышающую 3—5-кратной и в отдельных случаях 5—6-кратной величины мощности залежи. Существенное уменьшение высоты зоны обрушения (вплоть до устранения обрушения вообще), а также уменьшение интенсивности протекания сдвижения пород, величин деформаций и оседаний возможно либо за счет закладки выработанного пространства доставляемым извне материалом, либо за счет неполной выемки.

Отметим, что в условиях маломощных месторождений закладка выработанного пространства является, как правило, дорогостоящим мероприятием и приводит к недопустимому снижению экономических показателей разработки. Применение ее возможно лишь при добыче особо ценных руд.

Неполная выемка может быть осуществлена с высокими экономическими показателями. Одним из целесообразных способов подработки борта карьера является бурошнековая выемка. Недостаток данного способа — значительные потери полезного ископаемого в недрах, как правило, безвозвратные.

Как показывает опыт Никопольского марганцевого бассейна, а также Челябинского бурогольного бассейна, при достаточно большой глубине ведения горных работ под карьером и небольшой выемочной мощности залежи, иными словами, при кратности не меньшей 15—20 (а при весьма пластичных породах даже 10—15) достаточно эффективными при подработке бортов карьеров и карьерных путей являются менее радикальные и дорогостоящие горные мероприятия по охране подрабатываемых объектов.

Разработка маломощных пластообразных залежей должна производиться по возможности наиболее длинными забоями со сравнительно небольшой скоростью их подвигания. Разработка месторождений средней мощности должна осуществляться системой слоевого обрушения при выемочной мощности слоев не более 2,2—2,5 м.

При разработке маломощного пласта или пластообразной рудной залежи направление движения очистных забоев при подработке борта должно быть обратным. При этом на протяжении всего периода деформирования, вплоть до его конечной стадии, высота и угол наклона подрабатываемого откоса не увеличиваются. Как показывают результаты моделирования, описанные в главе II, это также обеспечивает горизонтальное перемещение точек вблизи откоса в сторону массива. Таким образом, при обратном направлении ведения горных работ геометрические факторы способствуют повышению, а не снижению устойчивости борта. При таком способе подработки создается также «призма упора» в нижней части откоса, препятствующая развитию оползней, и в необходимой мере осуществляется дренаж породного массива.

Если пласт залегает на небольшой глубине под откосом и, особенно, если он выходит в карьер, то под нижней частью откоса оставляется временный целик. Длина его должна обеспечивать плавное оседание пород у поверхности откоса, что определяется условием

$$l = h_{обп} \operatorname{ctg} \alpha,$$

где α — угол откоса подрабатываемого борта (при выпуклой форме — угол откоса нижней части борта).

Целик может быть уменьшен, а при отсутствии выхода пласта в карьер — вообще исключен, если подработку нижней части откоса производить с закладкой выработанного пространства. При значительной мощности пласта или пластообразной рудной залежи плавное протекание процесса сдвижения обеспечивается слоевой разработкой при мощности слоев не более 2—2,5 м. Такой способ разработки применялся в Челябинском бурогольном бассейне при подработке бортов Коркинских карьеров. Достаточно хорошее дренирование породного массива обеспечивается при значительном опережении подготовительными выработками фронта очистных забоев. Сток воды из выработанного пространства в сторону действующих горных работ или в другую сторону, где по падению пласта может сохраняться специальная дренажная выработка, обычно обеспечивается при обрушении пород непосредственной кровли. При пластичных породах кровли и почвы может возникнуть необходимость в специальных мерах по обеспечению стока воды из выработанного пространства.

По расчетным величинам оседания определяется изменение угла откоса подрабатываемого борта, а также рассчитываются величины горизонтальных деформаций растяжения на поверхности откоса. Допустимыми по условиям образования трещин в мягких пластичных породах являются величины растяжений не более 3—4 мм/м.

§ 5. Управление процессом сдвижения горных пород за счет несплошной бурошнековой разработки пластообразных и пластовых месторождений

Несплошная разработка пластообразных и пластовых месторождений позволяет эффективно управлять процессом сдвижения. Такой способ разработки пластообразных и пластовых месторождений позволяет за счет увеличения потерь в недрах не только замедлить деформирование вышележащей толщи (сдвижение пород), но также снизить абсолютные величины оседаний, кривизны и деформаций земной поверхности. Эти снижения тем более значительны, чем больше потери в недрах. Следует отметить, что, безусловно, потери в недрах являются отрицательным фактором, однако при подработке бортов и других объектов несплошная разработка призвана заменить оставление сплошных предохранительных целиков, при которых потери в недрах еще более значительны. Бурошнековый способ разработки позволяет, изменяя расстояния между скважинами, управлять подрабатываемой земной поверхностью. Минимальные размеры целиков между скважинами при нормальном управлении кровлей составляют 0,15—0,2 м.

При значительных размерах целиков между скважинами практически не происходит оседания и деформации поверхности, а при сплошном выбуривании пласта величины оседаний и деформаций приближаются к величинам оседаний и деформаций при сплошной выемке широким фронтом забоев.

Оставляя между скважинами целики определенных размеров, можно ограничить оседания и деформации поверхности в заранее определенных пределах.

При правильно подобранных расстояниях между скважинами у их устья, где высота столба пород невелика, заполнение выработанного пространства и, следовательно, деформирование пород, слагающих нижнюю часть откоса, не происходит.

В средней части откоса, где высота столба пород более значительна, происходит частичное разрушение целиков между скважинами, неполное заполнение выработанного пространства и некоторое оседание и деформирование породного массива. Величина оседания возрастает с увеличением высоты столба пород над скважинами, т. е. от подошвы к вершине откоса, вследствие чего угол наклона откоса и его высота снижаются в процессе подработки, а участки со значительной горизонтальной деформацией растяжения при подработке откоса бурошнековым способом отсутствуют. При значительных расстояниях между скважинами деформация и оседание откоса могут отсутствовать. Однако, при недостаточных размерах междускважинных целиков может произойти деформирование, оседание и даже обрушение (с образованием воронок и трещин) пород в нижней части откоса.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Авершин С. Г.* Сдвигение горных пород при подземных разработках. М., Углетехиздат, 1947.
2. *Авершин С. Г.* Горные работы под сооружениями и водоемами. М., Углетехиздат, 1954.
3. *Агу И. А., Ревазов М. А.* Укрепление участка борта штангами и сваями.— Горный журнал, 1964, № 10, с. 19—22.
4. *Агу И. А., Ревазов М. А., Глозман Г. Р.* Опыт укрепления борта цементацией.— Цветная металлургия, 1963, № 21.
5. *Агу И. А.* Некоторые результаты наблюдений за влиянием взрывных работ на устойчивость бортов карьеров. Сб. трудов ВНИМИ, XIV, 1962, с. 106—112.
6. *Березанцев В. Г.* Осесимметричные задачи теории предельного равновесия. М., Гостехиздат, 1953.
7. *Боголюбов Б. П., Исаев А. В., Юматов Б. П.* Опыт работы карьера «Угольный ручей» в зоне обрушения рудника.— Горный журнал, 1962, № 6, с. 15—18.
8. *Болотин В. В.* Статистические методы в строительной технике, М., Стройиздат, 1965.
9. *Боголюбов Б. П., Юматов Б. П.* Проблемы комбинированной разработки полезных ископаемых. «Геология и горное дело», Сб. научн. статей КНИЦМ, № 34, М., Госгортехиздат, 1961.
10. *Боткин А. И.* О прочности сыпучих и хрупких материалов. Изв. НИИ Гидротехника, 1940, т. 2, с. 28—33.
11. *Веселков В. Н., Мочалов А. М.* Деформация бортов и уступов на карьерах Никополь-Марганцевого бассейна. Сб. трудов ВНИМИ, XVIII, 1961, с. 148—160.
12. *Власов П. А.* Некоторые результаты исследования способа укрепления откосов путем уплотнения пород взрывами и цементацией. В кн.: «Вопросы маркшейдерского дела», ч. II Белгород, 1969, с. 242—248 (ВНОГЕМ).
13. *Власов П. А., Осауленко В. Т., Рябиков В. В.* Повышение устойчивости бортов карьеров КМА путем упрочнения пород синтетическими смолами, ч. II. Белгород, 1969, с. 251—258 (ВНОГЕМ).
14. *Вовк А. А., Черный Г. И.* Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом. Киев, Наукова думка, 1965.
15. *Вовк А. А., Кочерга Е. Р., Черный Г. И.* Разработка рудных месторождений Украины на больших глубинах. Киев, Техника, 1964.
16. *Вовк А. А., Черный Г. И.* Устойчивость бортов глубоких карьеров при разработке месторождений комбинированным способом. Сб. «Глубокие карьеры». Киев, Наукова думка, 1970.
17. *Вовк А. А., Черный Г. И.* Взрывные работы в горных породах. Киев, Техника, 1973.
18. *Вовк А. А., Черный Г. И., Кравец В. Г.* Действие взрыва в грунтах. Киев, Наукова думка, 1975.
19. *Вовк А. А., Черный Г. И., Гундарев К. А.* Направленное изменение прочностных характеристик откосов мягких пород.— В кн.: Вопросы маркшейдерского дела на открытых разработках, ч. I, Белгород, 1971 с. 140—142 (ВНОГЕМ).
20. *Вопросы комбинированной разработки Зыряновского месторождения, тематика научных исследований.* Алма-Ата, изд-во АН Казахской ССР, 1963.
21. *Глушко В. Т., Широков А. Э.* Механика горных пород и охрана выработок. Киев, Наукова думка, 1967.
22. *Голицын В. В., Ревазов М. А., Бряков С. П.* Расчеты устойчивости и искусственное укрепление участков уступов, подсеченных трещинами большой протяженности на Златоуст-Беловском карьере. М., Недра, 1964.

23. Григорян С. С. Об основных представлениях динамики грунтов.— Прикладная механика и математика, 1973, т. 24, вып. 6.
24. Загоруйко Л. П. Повышение устойчивости отвалов с помощью технологии открытых горных работ. Изд. УкрНИИТИ, 1969.
25. Казикаев Д. М. Совместная разработка рудных месторождений открытым и подземным способом. М., Недра, 1964.
26. Ким Д. Н. Исследование влияния структуры на прочность массива пород и параметры бортов карьеров. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. М., МГИ, 1971.
27. Колбенков С. П., Митичкина Н. И. Подработка склонов гор и русел рек на Ткварчельском месторождении. М., Углетехиздат, 1956.
28. Коротков М. В. Выемка угля под сооружениями в Донбассе. М., Углетехиздат, 1958.
29. Кочин Н. Г., Кибель Н. А., Розе Н. В. Теоретическая гидромеханика. М., Физматгиз, 1963.
30. Крыжановская Т. А. Взаимосвязь сдвижения и давления горных пород. Киев, Изв. КПИ, т. XXII, 1956.
31. Куваев Н. И., Можжерин В. М. Причины оползневых явлений на бортах карьера.— Металлургическая и горнорудная промышленность, 1960, № 4.
32. Кузьмин В. И. Совершенствование методики натуральных наблюдений за сдвижением горных пород в Криворожском бассейне.— В кн.: Вопросы маркшейдерского дела, ч. II, Белгород, 1969, с. 17—24. (ВНИОГЕМ).
33. Куликов В. В., Совместная и повторная разработка рудных месторождений. Изд. 2-е, перераб. и доп. М., Недра, 1972.
34. Максимов А. П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок. М., Госгортехиздат, 1962.
35. Малахов Г. М., Черноус А. П., Киселев В. И. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах. М., Госгортехиздат, 1961.
36. Малошицкий Ю. Н. Условия устойчивости бортов карьеров. Киев, изд-во АН УССР, 1957.
37. Матвеев Б. В. Руководство по испытанию слабых горных пород на боковой распор. Л., ВНИМИ, 1961.
38. Мельников Н. В. Принципы новой технологии открытых горных работ. М., изд. АН УССР, 1961, с. 160.
39. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., Недра, 1964.
40. Медведев К. Д. Расчет углов сдвижения горных пород при подземном способе разработки. Изв. АН КазССР, 1965, вып. 4.
41. Медянцева А. И., Поляков А. Г. Подработка трамвайной дороги мощным пластом в Караганде, Л. ВНИМИ, 1954.
42. Можжерин В. М., Смирнов А. Ф. Физико-механические свойства пород Кривбасса.— В кн.: Вопросы маркшейдерского дела, ч. I, Белгород, 1971. (ВНИОГЕМ).
43. Михалок А. В., Черный Г. И. Экспериментальные исследования геологических сооружений сжимаемых пород при ударных и квазистатических нагружениях.— Прикладная механика и техническая физика, 1970, № 1.
44. Муллер Р. В. Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. М., Углетехиздат, 1958.
45. Опыт принудительного взрывного обрушения и рыхления грунтов при строительстве дамбы Копетдагского водохранилища / А. А. Вовк, Г. И. Черный, Ю. П. Андреев и др.— Гидротехническое строительство, 1971, № 3.
46. Опыт погашения пустот в условиях перехода с подземных работ на открытые / Б. П. Юматов, Г. В. Чантурия, Г. А. Астафьев и др.— Горный журнал, 1959, № 6.
47. Основы динамики грунтов и ее практическое приложение / А. А. Вовк, Г. И. Черный, А. Г. Смирнов и др. Киев, Наукова думка, 1968.
48. Основы управляемого обрушения уступов на открытых работах, /

- М. Г. Новожилов, Б. Н. Тартаковский, В. Д. Кирилук и др. Киев, Наукова думка, 1967.
49. Попов А. А. Вопросы горного давления в Никопольском бассейне.— Горный журнал, 1962, № 9.
50. Про фільтрацію води в зв'язних ґрунтах, ущільнених вибуховим способом / О. О. Вовк, Г. І. Чорний, Л. І. Демешук и др. ДАН УРСР, 1970.
51. Пустовойтова Т. К., Кагермазова С. В. Влияние структуры массива скальных пород на устойчивость бортов карьеров. Сб. трудов ВНИМИ, № 51, с. 161—173.
52. Пушкарев В. И., Сапожников В. Т. Предельное равновесие откосов крутых выемок. Сб. трудов ВНИМИ, 1965, № 68.
53. Реватов М. А. Определенные дополнительные удерживающего усилия при искусственном укреплении скальных откосов. Сб. трудов ВНИМИ, ч. II, 1964, с. 249—257.
54. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1964.
55. Ржевский В. В., Новик В. Г. Основы физики горных пород. М., Наука, 1964.
56. Ривкин И. Д., Волощенко В. П., Ковалев А. Ф. Формы проявления горного давления с увеличением глубины разработки на руднике им. Коминтерна. Сб. трудов НИГРИ, 1960, № 4.
57. Руппнейт К. В., Долгих М. А., Матвеевко В. В. Вероятностные методы оценки прочности и деформируемости пород. М., Госстройиздат, 1964.
58. Рыжов П. А., Борщ—Компаниец В. И. Изучение влияния трещиноватости и физ-мех. свойств массива горных пород при расчете устойчивости борта карьера. М., МГИ, 1959.
59. Сазонов В. А., Можжерин В. М., Фадеев В. Н. Опыт и перспективы применения новых методов в маркшейдерском деле.— В кн.: «Вопросы маркшейдерского дела», ч. II. Белгород, 1969, (ВИОГЕМ).
60. Сазонов В. А. Исследование вопросов подземной подработки карьеров и выбор способов наблюдений за устойчивостью их поверхности. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук Кривой Рог, КГРИ, 1969.
61. Сдвигение горных пород на рудных месторождениях / М. А. Кузнецов, А. Г. Акимов, В. И. Кузьмин и др. М., Недра, 1971.
62. Семеновко Н. Н. Структуры рудных полей Криворожского железорудного бассейна. Изд-во АН УССР, 1950.
63. Соколовский В. В. Статика сыпучей среды. Академиздат, 1942.
64. Стариков Н. А. Основы разработки рудных месторождений на больших глубинах. Изд-во АН УССР, 1961.
65. Тартаковский Б. Н., Шпарь А. Г. Управляемое обрушение уступов на карьерах. Киев, Техника, 1974.
66. Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок при выемке угля под руслами рек и склонов гор на Ткварчельском месторождении. Л., ВНИМИ, 1958.
67. Усовершенствование технологии и расширение границ открытых работ на Хайдарканском карьере / В. П. Болотин, Н. М. Лунин, А. В. Чантурия и др.— Горный журнал, 1962, с. 12—15.
68. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра, 1965.
69. Черный Г. И. Сдвигение пород лежащего бока крутопадающих рудных залежей и метод его предрасчета. Известия вузов, Горный журнал, 1959, № 1, с. 30—36.
70. Чорний Г. І. Зрушення порід лежачого боку в Криворізькому басейні, Киев, Вид-во АН УРСР, 1959.
71. Черный Г. И. Вплив глибини розробки на кути зрушення порід крутоспадних покладів Криворізького басейну, ДАН УРСР, № 9, 1958, с. 955—958.
72. Черный Г. И., Гундарев К. А. О подработке карьерных путей подземными горными работами в Криворожском бассейне. Научные записки УкрНИИпроекта, Киев, вып. 10, 1963, с. 37—43.

73. Черный Г. И., Бейлинов Я. И., Гуров Г. С. Методы защиты зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. Киев, Будивельник, 1965.

74. Черный Г. И., Крыжановская Т. А. О проектировании и строительстве на основаниях, деформируемых при дренировании пород. Сб. статей Центрогипрошахта, вып. 4, М., Центрогипрошахт, 1964, с. 332—338.

75. Черный Г. И., Крыжановская Т. А. К вопросу об устойчивости откосов провалов в условиях Белозерского железорудного месторождения. Научные записки УкрНИИпроекта. 1963, вып. 10, с. 43—48.

76. Черный Г. И. Определение величин оседаний и деформации земной поверхности при сдвигении пород в форме реологического сечения.— Известия вузов, Горный журнал, 1966, № 7, с. 3—9.

77. Черный Г. И., Гундарев К. А., Михалюк А. В. Об устойчивости бортов карьеров, деформированных при ведении горных и взрывных работ.— В кн.: «Вопросы маркшейдерского дела», ч. II, Белгород, 1968, с. 223—226. (ВИОГЕМ).

78. Черный Г. И. О классификации математических моделей для различных задач механики горных пород. Труды VIII сессии Совета по народно-хозяйственному использованию взрыва в г. Днепропетровске. Киев, Наукова думка, 1970.

79. Черный Г. И. Управління процесом зрушення гірничих порід при розробці потужних родовищ. ДАН серия физ-техн. и матем. науки УРСР, 1971, № 3, с. 279—281.

80. Шашурин С. Л. Повторная разработка месторождений цветных и редких металлов. М., Госгортехиздат, 1962.

81. Шапарь А. Г. Механика горных пород и устойчивость бортов карьеров (под ред. М. Г. Новожилова). Киев, Выща школа, 1973.

82. Шилин А. Н., Харитонов Ю. Н. Пути освоения Гайского месторождения.— Горный журнал, 1960, № 5, с. 19—22.

83. Юматов Б. А., Юматов Б. П. Расчет потолочин на прочность при размещении на них карьерного оборудования.— Горный журнал, № 6, 1961, с. 64—65.

84. Юматов Б. П. Технология открытых горных работ при комбинированной разработке рудных месторождений. М., Недра, 1966.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Глава I. Комбинированные методы разработки месторождений и подработки карьеров подземными горными работами	5
§ 1. Основные сведения о комбинированных способах разработки месторождений	5
§ 2. Открытые горные выработки как объекты подработки подземными работами	11
Глава II. Деформирование и устойчивость подрабатываемых бортов карьеров, сложенных мягкими горными породами	14
§ 1. Напряженное состояние пород и изменение углов откосов бортов карьера при подработке их подземными работами	14
§ 2. Расчеты оседаний и деформаций подрабатываемого откоса	32
§ 3. Прочностные показатели деформированных массивов горных пород	42
§ 4. О методах расчетов устойчивости подрабатываемых бортов карьеров	63
§ 5. Расчет устойчивости подрабатываемого борта для условий Никопольского марганцевого бассейна	68
§ 6. Устойчивость откосов, деформирующихся под действием динамических нагрузок	72
§ 7. Оседания и деформация бортов карьеров при подработке их бурошнековым способом	76
Глава III. Устойчивость бортов карьеров, сложенных трещиноватыми крепкими породами, при наличии подземных выработок	80
§ 1. Обрушение пород, слагающих борты карьеров, при наличии подземных выработок	80
§ 2. Прочностные показатели трещиноватых пород в массиве, используемые при расчетах устойчивости	89
§ 3. Трещиноватость пород и ее влияние на прочность и устойчивость массива	103
§ 4. Устойчивость бортов карьеров, подрабатываемых на средних и больших глубинах	116
§ 5. Устойчивость и обрушение бортов старых карьеров, подрабатываемых подземными работами в условиях крутопадающих рудных месторождений	130
Глава IV. Ведение открытых горных работ над подземными выработками на рудных месторождениях	135
§ 1. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров в Никопольском марганцевом бассейне	135
§ 2. Доработка открытым способом запасов руды в зонах подземных выработок в Криворожском бассейне	141
§ 3. Ведение открытых разработок Криворожского ЦГОКа в зонах старых и действующих подземных работ	144
§ 4. Повторная отработка открытым способом участков Никитовского ртутного месторождения	152
§ 5. Устойчивость подрабатываемых бортов на одном из карьеров, разрабатывающем руды редких металлов	154
Глава V. Мероприятия по повышению устойчивости подрабатываемых бортов карьеров и ведение открытых работ в зонах подземных разработок	166
§ 1. Проектирование карьеров и ведение открытых работ в зонах подземных пустот	167
§ 2. Отвалыные работы в зонах обрушения	178
§ 3. Эксплуатация карьерного транспорта на подрабатываемых участках и деформирующихся бермах	181
§ 4. Горнотехнические меры по повышению устойчивости бортов карьеров, применяемые при ведении открытых горных работ	185
§ 5. Применение анкерно-свайного и свайно-шпоночного крепления подрабатываемых откосов	189
§ 6. Подсыпка конфорсов и использование внутренних отвалов для удержания пород на оползневых участках	192
Глава VI. Управление процессом сдвижения пород при подработке карьеров подземными горными работами	195
§ 1. Управление процессом деформирования и обрушения крепких трещиноватых пород при подработке карьеров подземными горными работами	195
§ 2. Управление процессом сдвижения при подработке карьеров в условиях мощных крутопадающих залежей значительной длины по простиранию	202
§ 3. Устранение и локализация опасности внезапных обрушений земной поверхности при разработке мощных залежей ограниченной длины	204
§ 4. Методы ведения подземных работ под бортами карьеров, сложенными мягкими породами	207
§ 5. Управление процессом сдвижения горных пород за счет несплошной бурошнековой разработки пластообразных и пластовых месторождений	211
Список литературы	212

HERBA