

Уральский научно-исследовательский
и проектный институт
обогащения и механической обработки
полезных ископаемых
ОАО «УРАЛМЕХАНОБР»
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Ю. И. Туринцев, П. В. Кольцов, А. В. Жабко

**Методическое руководство
по определению
максимальных углов погашения бортов
меднорудных карьеров**

Екатеринбург 2010

Т 87
УДК 620.024

Ю. И. Туринцев, П. В. Кольцов, А. В. Жабко

Рецензенты:

Земских Г.В., доцент кафедры маркшейдерского дела Уральского Государственного горного университета, к. т. н.

Бадулин А.П., профессор кафедры маркшейдерского дела Уральского Государственного горного университета, к. т. н.

Т 87 Методическое руководство по определению максимальных углов погашения бортов меднорудных карьеров. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 106 с.

В работе обобщены сведения о свойствах образцов горных пород и горных массивов, а также о методах их испытаний. Приведены основные аспекты проблемы устойчивости бортов меднорудных карьеров и обозначены пути дальнейших исследований.

Приведенная методика основана на действующей нормативной документации в области устойчивости.

Работа предназначена для инженерно-технических и научных работников, ведущих проектирование, строительство и эксплуатацию меднорудных карьеров.

© Туринцев Ю. И., Кольцов П. В.,
Жабко А. В., 2010
© ОАО «Уралмеханобр», 2010
© Уральский государственный
горный университет, 2010

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1. ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ ПРОБЛЕМЫ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ МЕДНОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ.....	7
1.1. Инженерно-геологические условия месторождений.....	7
1.2. Методы расчёта устойчивости откосов.....	8
1.3. Условия устойчивости вогнутых в плане откосов.....	10
1.4. Основные пути достижения максимальных углов.....	14
1.5. Основные направления дальнейших исследований.....	17
2. СВОЙСТВА ОБРАЗЦОВ ГОРНЫХ ПОРОД.....	18
2.1. Отбор проб и общие требования к методам испытаний.....	18
2.2. Необходимое число испытаний, определение надежности и погрешности результатов.....	21
2.3. Плотностные свойства.....	23
2.4. Прочностные свойства.....	26
2.5. Определение показателей прочности при объемном сжатии.....	35
3. СВОЙСТВА ГОРНЫХ МАССИВОВ.....	39
3.1. Общие замечания.....	39
3.2. Метод забойного определения объемного веса.....	40
3.3. Методы натурных испытаний прочностных свойств.....	41
3.4. Зависимости показателей свойств пород.....	45
3.5. Определение физико-механических характеристик пород в полевых условиях.....	49
3.6. Общие замечания по изучению трещиноватости горного массива.....	52
4. ВЫБОР РАСЧЕТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ.....	57
4.1. Исходные характеристики горных пород и массивов.....	57
4.2. Выбор коэффициента запаса устойчивости.....	63
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	68
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	73
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	76
Приложение 1. Определение предельных параметров устойчивых бортов разрезов и уступов в однородном массиве горных пород (при отсутствии неблагоприятно ориентированных естественных поверхностей ослабления).....	77
Приложение 2. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах.....	87

ВВЕДЕНИЕ

С развитием открытой разработки месторождений полезных ископаемых в середине 50-х годов в России и за рубежом появились деформации бортов, что превратило вопросы их устойчивости в проблему большой экономической значимости.

На первом этапе до середины 50-х годов устойчивость бортов по существу определялась качественными характеристиками горного массива. К концу 50-х и началу 60-х годов борт карьера стал рассматриваться как геотехническое сооружение, параметры которого можно рассчитывать, используя физико-механические характеристики массива. Этот период связан с такими именами, как С. И. Попов, Г. Л. Фисенко, Ю. Н. Малюшицкий и др.

Становление горной геомеханики при открытых разработках как самостоятельного направления науки, имеющего определенные цели и методы исследований, произошло в середине 60-х годов и связано с организацией лабораторий и групп исследований во ВНИМИ (Г. Л. Фисенко), в Унипромеди (Ю. И. Туринцев), в ИГД МЧМ СССР (В. Г. Зотеев), в ВИОГЕМе (А. И. Ильин), в ИГД им. Скочинского (А. М. Демин), в ГИГХе (М. Е. Певзнер), в Укрниипроекте (Н. Н. Куваев), в СГИ (В. В. Камшилов, Н. Д. Ипполитов, А. В. Шабурников, А. П. Бадулин), в КПИ (М. Л. Рудако, И. И. Попов) и др.

Первые исследования устойчивости бортов меднорудных карьеров были начаты лабораторией сдвижения и горного давления Унипромеди в 1957 г. на Коунрадском, Блявинском, Бурибайском и Сибайском карьерах. Лабораторией в это время руководил талантливый инженер-маркшейдер и ученый-геомеханик канд. техн. наук Г. Т. Нестеренко, который в 1958 г. был приглашен в г. Ленинград (институт ВНИМИ) на должность заведующего рудным отделом. В Унипромеди лабораторией стал руководить способный инженер-маркшейдер М. Г. Пантелеев. Для проведения исследований устойчивости бортов карьеров была организована группа сотрудников, основными исполнителями в ко-

торой стали Ю. И. Туринцев, В. И. Зобнин и Г. П. Бахарева. В 1964 г. на базе этой группы была создана лаборатория устойчивости бортов карьеров (заведующий Ю. И. Туринцев). Исследования касались всех крупных карьеров не только СССР (Блявинский, Сибайский, Бурибаевский, карьеры Учалинского, Гайского ГОКов и др.), а также крупных меднорудных карьеров мира: Эксотика, Чукикамата (Чили) и Эрдэнэт (Монголия).

Количественный состав лаборатории превышал в отдельные периоды 30 сотрудников. Имелась солидная лабораторная база по исследованию физико-механических свойств пород, моделированию и изучению влияния БВР на устойчивость бортов карьеров, в том числе «станция взрывного пункта» на базе автомобиля ГАЗ-63, что позволило «приблизить» лабораторию к исследуемым объектам.

На особенность работы лаборатории устойчивости бортов карьеров накладывало свой отпечаток то, что она входила в состав комплексного научно-исследовательского и проектного института «Унипромедь». Поэтому работ «на полку» не выполнялось, а работ на «опережение» до начала инженерно-геологических изысканий, параллельно с проектированием, было немало, в том числе для таких крупных карьеров, как Гайские № 1 и № 2.

Основным практическим достижением лаборатории следует считать то, что все запроектированные по результатам ее исследований карьеры были успешно отработаны без существенных деформаций бортов.

О научных достижениях лаборатории можно судить по защищенным ее сотрудниками докторским и кандидатским диссертациям. Так, два сотрудника (Ю. И. Туринцев и Б. Д. Половов) защитили докторские диссертации, а 11 — кандидатские (Ю. И. Туринцев, В. И. Зобнин, Г. Н. Бахарева, Г. В. Кузнецов, В. П. Улыбин, Б. П. Голубко, В. Г. Лукичев, В. И. Малютин, Ю. К. Ташкинов, Н. Ф. Пыхтева, П. В. Кольцов).

Лабораторию устойчивости бортов карьеров и сдвижения горных пород института «Уралмеханобр» следует считать правопреемницей лаборатории устойчивости бортов карьеров институ-

та «Унипромедь». Ведь это единственное подразделение Унипромеди, сохранившее свое историческое название. Востребованность предприятиями, сочетание опыта научных исследований (Зобнин В. И.) и молодости научных сотрудников (Кольцов П. В., Иванов Ю. С. и др.) позволяют надеяться на ее хорошее будущее, опираясь при этом на настоящие методические указания, разработанные коллективами Уральского государственного горного университета (д. т. н. Туринцев Ю. И, к. т. н. Жабко А. В.) и Научно-исследовательским и проектным институтом обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр» (к. т. н. Кольцов П. В.).

1. ОСНОВНЫЕ АСПЕКТЫ ПРОБЛЕМЫ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ МЕДНОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

1.1. Инженерно-геологические условия месторождений

Меднорудные месторождения залегают среди туфо-эффузивных пород или их измененных разновидностей; рудные тела имеют форму линз, вытянутых в меридиональном направлении; углы падения их составляют от 30 до 90°. Вмещающие рудные тела породы представлены адьбитофирами, диабазами, кератофирами, спилитами, порфиритами, а также их туфами и брекчиями. Вулканогенные породы медноколчеданных полей существенно метаморфизованы, состав измененных пород зависит от типа породы, подвергшейся метаморфизму: так, эффузивы кислого состава преобразованы в кварциты, кварцево-серицитовые и серицитовые породы, сохраняющие в различной степени реликты первичных структур и состава; эффузивы основного состава превращены в кварцево-хлоритовые породы, которые имеют сланцеватую текстуру. Гидротермально измененные породы выходят далеко за пределы рудной минерализации, наиболее интенсивные изменения наблюдаются на контактах с колчеданными залежами, мощность приконтактных изменений колеблется от 5 до 100 м.

Положение рудных тел, их формы и размеры в основном контролируются структурными факторами, среди которых основную роль играют складки и наложенные на них разломы и зоны рассланцевания. Внутреннее строение рудоконтролирующих зон близмеридионального простирания, как правило, отличается большой сложностью.

Коренные породы покрыты рыхлыми элювиально-делювиальными отложениями, представленными песчаными глинами

с обломками коренных пород, и древней корой выветривания материнских пород. Кора выветривания представлена всеми разновидностями коренных пород, литологически это суглинки, реже глина; четкой границы между корой выветривания и неизменными породами нет, степень выветривания затухает постепенно. Мощность покрывных отложений оставляет 20—30 м, частично в отдельных случаях 60—80 м.

В гидрогеологическом отношении уральские медноколчеданные месторождения характеризуются сравнительно небольшой водообильностью.

Проблема устойчивости откосов вообще и бортов карьеров в частности опирается на решение четырех основных вопросов, касающихся:

- обоснования метода расчета;
- выбора исходных данных для расчета;
- мониторинга устойчивости;
- разработки и внедрения противодеформационных мероприятий.

1.2. Методы расчёта устойчивости откосов

Теоретическая разработка и совершенствование методов расчета устойчивости карьерных откосов и отвалов для реальных горногеологических условий развивалась на основе известных методов расчета (В. Феллениуса, В. В. Соколовского, С. С. Голушкевича, Г. Т. Шахунянца) и результатов исследований деформаций откосов в натуральных и лабораторных условиях.

Основой современных методов расчета устойчивости откосов является теория предельного равновесия «сыпучей среды», включающая также и предельное равновесие связной среды с трением, к которым относится горный массив.

До недавнего времени (а иногда и в настоящее время) оценка напряженного состояния прибортового массива (сравнение удерживающих и сдвигающих усилий по наиболее напряженной поверхности) проводилась методом алгебраического сложения

сил. Данный метод не учитывает реакции между блоками и исходит из того, что призма возможного обрушения смещается как одно целое, что обычно не соответствует реальным условиям практики. Это приводит к занижению рассчитанного соотношения удерживающих и сдвигающих сил (занижению определяемого коэффициента запаса устойчивости). Наиболее надежным и универсальным методом расчета устойчивости откосов является усовершенствованный ВНИМИ метод многоугольника сил (метод векторного сложения сил), который учитывает все внутренние и внешние силы, действующие по границам выделенных блоков.

Однако метод алгебраического сложения сил можно использовать при оценке устойчивости откосов, длина (L) которых в 2—3 раза больше его высоты (H), а потенциальная поверхность скольжения имеет вид плавной кривой. В этом методе предполагается, что призма возможного обрушения деформируется как единое целое и реакции между блоками не учитываются. Это приводит к тому, что рассчитанный коэффициент запаса на 3—20 % меньше фактического [1]. Однако при небольшой высоте откосов (до 100 м) в рыхлых породах при небольших значениях угла внутреннего трения ($\varphi < 20^\circ$) данный метод дает приемлемые результаты.

Наиболее надежным и универсальным для оценки устойчивости бортов и откосов в реальных горно-геологических условиях является метод векторного сложения сил.

Для определения предельных параметров устойчивых бортов карьеров и уступов в однородном массиве горных пород во ВНИМИ на основе метода многоугольника сил разработаны и построены графики зависимости между высотой плоского откоса H и его углом α для различных углов внутреннего трения φ и сцепления пород C [1], по которым можно оценить устойчивость борта с заданными параметрами и определить максимальные параметры при заданном коэффициенте запаса устойчивости (приложение 1).

Следует заметить, что при этом вся процедура оценок и определения параметров карьерных откосов требует не более 1 мин. А если учесть, что указанные рекомендации имеют статус нормативного документа (Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах), то в настоящее время все «разработки и усовершенствования» методов расчета устойчивости бортов карьеров в однородных массивах горных пород (при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления) с применением метода алгебраического сложения сил не являются эффективным инструментом управления устойчивостью бортов карьеров.

Оценка устойчивости откосов, как и определение максимальных углов погашения бортов меднорудных карьеров, в силу специфики залегания рудных тел и формы карьера (близкая к круглой или эллиптической) должны проводиться решением объемной задачи с применением метода многоугольника сил (векторного сложения сил).

Расчеты устойчивости и практика отработки меднорудных карьеров показывают, что борта в предельном положении имеют большой коэффициент запаса ($n = 1,5—2,0$ и более) теоретически позволяя для достижения максимального угла погашения увеличить его на $5—15^\circ$. Угол погашения бортов меднорудных карьеров глубиной 300—400 м может достигать $50—60^\circ$, т. е. имеется значительный резерв для сокращения объемов вскрышных работ или увеличения глубины карьеров.

1.3. Условия устойчивости вогнутых в плане откосов

Устойчивость вогнутых в плане бортов карьеров, к числу которых относятся все известные меднорудные карьеры, выше устойчивости прямолинейных в плане бортов за счет дополнительного сопротивления смещению призмы обрушения, создаваемого силами бокового распора.

Степень влияния бокового распора зависит от конфигурации борта в плане, геологического строения прибортового массива и соотношения протяженности откоса (борта) и его высоты.

Для расчета параметров устойчивости бортов разрезов во ВНИМИ разработаны и введены в «Правила» [1] схемы и графики поправок к углу наклона прямолинейного в плане откоса от длины зажатого участка.

Для этой же цели в СГИ проведены специальные исследования на моделях, а для учета бокового защемления введен «показатель зажатости», определяемый из выражения:

$$П_3 = \frac{2L}{H(1 - \operatorname{tg}^2 \varepsilon)}, \quad (1.1)$$

которым объединены исследования ВНИМИ (И. И. Ермаков, В. И. Пушкарев, В. Г. Сапожников), Унипромеди (Ю. И. Туринцев, Г. П. Бахарева) и СГИ (И. Б. Шмонин, Ю. И. Туринцев, А. В. Жабко). Увеличение добавочного угла в зависимости от степени зажатости рекомендуется вычислять по установленной эмпирической зависимости [3]

$$\Delta \alpha_3 = \frac{26}{П_3}, \quad (1.2)$$

где $\Delta \alpha$ — добавочный угол откоса;

H — высота откоса, м;

L — длина зажатого откоса, м;

Данная зависимость, представленная на рис. 1.1, позволяет определять величины добавочных углов в широком диапазоне значений угла внутреннего трения с точностью 1° при высокой надежности.

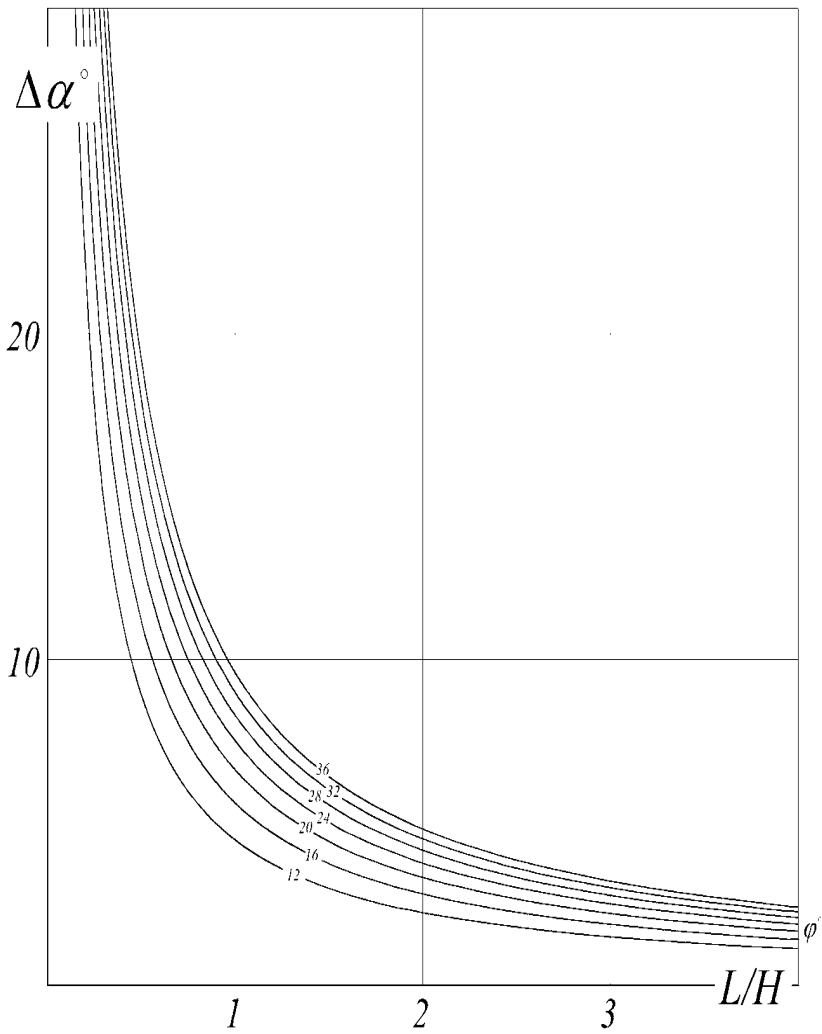


Рис. 1.1. Показатель зажатости

Таким образом, угол откоса на закруглении борта определяется как сумма углов – полученного из решения плоской задачи ($\alpha_{пл}$) и добавочного угла ($\Delta\alpha$).

$$\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha. \quad (1.3)$$

Эффективность зажима ощутимо проявляется при $\frac{L}{H} < 3$.

Общий угол зажатого откоса не должен превышать углов для смежных участков, выполняющих граничные условия.

Проверку выполненных расчетов легко провести по «Правилам...» или решением объемной задачи многоугольником сил.

В работе [3] указано, что при принятых в проектах углах погашения 40—45° нарушений общей устойчивости (как и оползней и обрушений) ожидать не следует, а возможны лишь локальные обрушения отдельных участков борта, сложенных глинистыми или сильно разрушенными скальными и полускальными породами. Практика работы уральских меднорудных карьеров в полной мере подтверждает это.

Общие деформации бортов карьеров значительных объемов были отмечены на восточном борту Сибайского карьера (восточно-сибайский разлом) и восточном борту карьера Чукикомата в Чили, главной особенностью которых было раскрытие на прилегающей к борту территории систем трещин, падающих в сторону карьера. Несмотря на, казалось бы, значительный объем этих деформаций, они не причиняли какого-либо серьезного ущерба работе предприятия. Тем не менее, эти особые случаи деформаций, не укладывающиеся в общие схемы расчета, требуют индивидуального объяснения, но вполне могут быть учтены в проектах разработки карьеров, если известны параметры крутопадающих поверхностей ослабления.

Следует также отметить, что, ввиду особенностей строения меднорудных месторождений (неправильные формы рудных тел и наличие сопровождающих мелких залежей), значительная часть рудных запасов остается в бортах и дне карьера (от 5 до

20 млн т). Естественно, при доработке карьеров возникает вполне резонный «соблазн» их выемки, что достаточно успешно осуществляется по локальным [4] проектам на ряде карьеров (Блявинский, Сибайский, Учалинский и др.) и позволяет дополнительно добыть карьерами 2—7 млн т руды оборудованием (экскаваторами, буровыми станками и др.), эксплуатационный ресурс которых к этому времени обычно почти полностью исчерпан.

Естественно, эти «внедрения» в прикарьерную зону, как и увеличение общей высоты и углов погашения при доработке законтуренных руд, снижают общую устойчивость борта. Тем не менее, каких-либо серьезных деформаций бортов не отмечалось.

1.4. Основные пути достижения максимальных углов

Теория и практика показывают, что углы погашения бортов меднорудных карьеров не достигли максимально допустимых значений и имеется реальный резерв их увеличения и сокращения объемов вскрыши или увеличения глубины карьера.

Однако препятствием этому является большое количество предохранительных и транспортных берм и недостаточно крутые углы откосов сгруппированных уступов в предельном контуре.

Первое в какой-то степени можно устранить за счет применения наклонных предохранительных берм [5], положительный опыт внедрения которых имеется на карьере Трубка Мира (Якутия), а также на Сибайском и Сорском карьерах, где получен значительный экономический эффект.

Для увеличения глубины отработки карьера без дополнительного разноса бортов предохранительные бермы проводят параллельно трассе транспортной бермы. На рис. 1.2 изображен карьер в плане; на рис. 1.3 — разрез по А-А для рис. 1.2. Предохранительные бермы располагают между смежными транспортными с таким расчетом, чтобы высота уступов была бы одинаковой в любом поперечном сечении карьера, то есть предохранительные

бермы 1 отстраивают наклонными, повторяя уклон транспортной бермы 2.

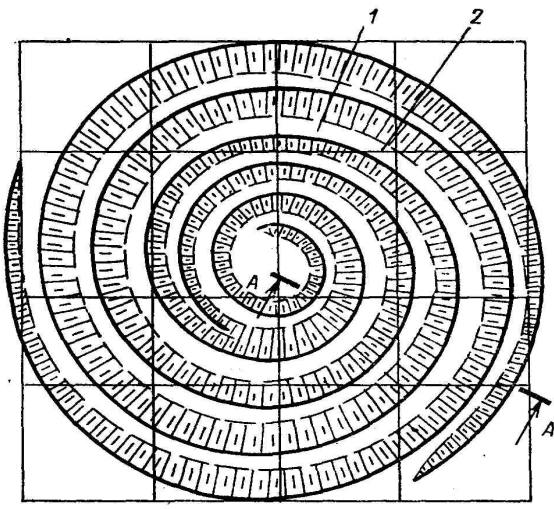


Рис. 1.2. Карьер в плане

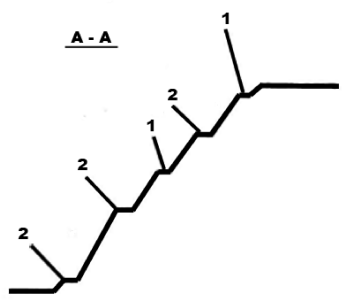


Рис. 1.3. Разрез по линии А-А

Важно отметить, что в случае необходимости предохранительные бермы можно вполне использовать как транспортные, так как они имеют одинаковые уклоны.

Практика увеличения углов наклона откосов уступов за счет применения специальной технологии обработки приконтурных лент и искусственного укрепления отдельных участков на медно-рудных карьерах также имеется [6].

При этом важно отметить, что спецтехнологии обработки приконтурных лент: контурное взрывание (приложение 2), укрепление отдельных участков уступов и наклонные предохранительные бермы «родились» в практике открытых горных работ на меднорудных карьерах (Блявинский, Сибайский, Сорский, Гайские, Учалинский и др.).

Контурное взрывание при постановке уступов в предельное положение с креплением отдельных ослабленных участков прошли также промышленные испытания на Ковдорском карьере [7], где уступы высотой 24 м заоткошивались под углом 90° . На основе этих исследований и промышленных испытаний в 2006 г. институт Гипроруда завершил разработку проекта «Реконструкция карьера с увеличением глубины и периода открытой разработки».

Если по ранее разработанному проекту генеральные углы наклона бортов карьера при их высоте до 660 м составляли $37\text{--}40^\circ$, а откосы уступов в конечном положении отстраивали в зависимости от трещиноватости пород под углами от 40 до 70° , то в проекте 2006 г. карьер отстроен с расчетными и генеральными углами борта до 60° и с откосами уступов до 90° [8].

Таким образом, достижение максимальных углов погашения бортов карьеров, а следовательно и сокращение объема вскрышных работ, как и увеличение глубины существующих и проектируемых карьеров, требуют изменения отношения к борту, который следует (до конца разработки) рассматривать как долговременное инженерное сооружение. Подходить к нему надо аналогично подходу к подземным горным выработкам: сберегающая природную прочность прикарьерного массива технология постановки уступов в предельное положение с укреплением отдельных участков, внедрение в проекты наклонных предохранительных берм, и другие противодеформационные мероприятия.

1.5. Основные направления дальнейших исследований

Анализ современного состояния теории оценки устойчивости откосов и практики работы меднорудных карьеров позволяет сформулировать основные задачи дальнейших исследований.

1. Разработка надежных методов оценки устойчивости бортов карьеров при крутом залегании слоистости и естественных поверхностей ослабления, слагающих прибортовые массивы.

2. Разработка теоретических основ оценки устойчивости карьерных откосов при выемке законтурных руд.

3. Обоснование выбора исходных показателей для расчета устойчивости (физико-механические характеристики пород и коэффициент запаса).

4. Разработка надежного мониторинга контроля устойчивости бортов карьеров, включающего анализ состояния приоткосного массива, наблюдения за деформациями, прогноз их развития и разработку противодеформационных мероприятий.

5. Разработка и внедрение инженерных методов, обеспечивающих устойчивость откосов уступов и бортов карьеров с максимальными параметрами.

Изученность этих вопросов в теории и практике геомеханических исследований, хотя и в разной степени, но имеется, и её следует использовать в решении общей проблемы устойчивости бортов карьеров. В первую очередь это касается выбора расчётных показателей: исходных физико-механических характеристик пород и коэффициента запаса устойчивости откоса.

2. СВОЙСТВА ОБРАЗЦОВ ГОРНЫХ ПОРОД

2.1. Отбор проб и общие требования к методам испытаний

Выбор мест отбора проб горных пород для лабораторного изучения показателей физических свойств или мест их определения в натуральных условиях обусловлен неоднородностью сложения и состава массива горных пород.

Отбор проб горных пород для определения свойств должен осуществляться технологическими приемами, незначительно нарушающими естественный состав (влажность) и структуру (естественная трещиноватость) пород в пробе. Необходимо исключать ударно-откольные (взрывные) приемы отбора проб и использовать режущие инструменты, например, угольную пилу и буровые операции (отбуривание отбираемых монолитов шпурами). При определении показателей механических свойств пород непосредственно в месте их залегания (натурные испытания) аналогичные требования предъявляются также и к подготовке мест для проведения этих испытаний.

Отбор проб проводят непосредственно в горных выработках и обнажениях вблизи них. Поскольку месторождения полезных ископаемых, особенно рудных, характеризуются сложным геологическим строением с частой сменой различных пород, расстояния между пунктами отбора проб изменяются от 25 до 200 м [11]. Число проб определяется количеством литологических разновидностей.

Пробы горных пород для испытаний отбирают в виде керна буровых скважин или кусков породы (монолитов) произвольной формы. Размеры монолитов или кернов каждой пробы и их число должны обеспечить изготовление необходимого количества образцов для каждого вида испытаний.

В табл. 2.1. приведены требования ГОСТ 21153.2-84 к размерам и количеству кусков в пробе для твердых горных пород с коэффициентом крепости f по Протоdjаконову не менее 0,5 (прочность при одноосном сжатии не менее 50—80 кгс/см²).

Таблица 2.1

Размеры и количество кусков в пробе

Вид испытания горных пород	Диаметр керна, мм не менее	Длина куска керна, мм, не менее	Суммарная длина керна в пробе, мм, не менее	Линейные размеры кусков породы, мм, не менее	Количество кусков в пробе, шт. не менее
Определение коэффициента крепости	Общий объем керна не менее 3000 см ³			150x150x x150	1—2*
Одноосное сжатие	40—50	60—70	600—700	200x200x x200	2
Одноосное растяжение	40—50	60—70	600—700	200x200x x200	2
Метод раскалывания-сжатия	75	60—70	120—140	100x100x x100	1—2
Срез	40	60—70	1800—2000	200x200x x200	3—4
Изгиб					

Примечания:

1. Знак «*» означает, что количество кусков в пробе должно обеспечивать при ручном раскалывании выход материала крупностью 20—40 мм не менее 2 кг.
2. При отборе проб слоистых или с направленной трещиноватостью пород количество материала в пробе должно быть удвоено по сравнению с указанным в таблице; при отборе керна буровых скважин половину его по возможности выбуривают вдоль слоев или трещин, половину — перпендикулярно им.

Место отбора проб горной породы выбирается в зависимости от цели исследования ее свойств и указывается в сопроводительной документации, где фиксируются также время ее отбора, ориентировка ее залегания в массиве и замечания о степени фактической представительности породы.

Пробы, предназначенные для транспортировки в испытательные лаборатории, расположенные на значительном расстоянии от места их отбора, упаковываются в плотные ящики. Свободное пространство заполняется древесными опилками, стружкой и т. п. Пробы пород при транспортировке не должны подвергаться резким динамическим воздействиям (сбрасывание, удары). Следует также предохранять их от значительного воздействия атмосферных осадков (увлажнение, высыхание, замерзание и т. п.).

Помещения для хранения отобранных проб должны быть защищены от солнечных лучей, сквозняков и иметь температуру в пределах 10—12°.

Для испытания слоистых или с направленной трещиноватостью пород изготавливают отдельно два комплекта образцов: один с приложением нагрузки при испытании вдоль слоев или трещин, другой – перпендикулярно им.

Скорость нагружения образца при испытаниях выбирают в пределах 130 кг/см²/с в зависимости от прочности породы.

Испытания образцов проводят в воздушно-сухом состоянии, а при возможности в состоянии их естественной влажности. При испытании в состоянии естественной влажности пород, на прочность которых существенно влияет содержание в них влаги, этот показатель определяют путем сушки каждого испытанного образца при температуре 105—110 °С до постоянной массы и фиксируют в протоколе испытаний.

Определение пределов прочности горных пород на сжатие, растяжение и срез проводят не менее чем на десяти образцах.

За окончательный результат испытаний принимают среднее арифметическое всех определений.

2.2. Необходимое число испытаний, определение надежности и погрешности результатов

Необходимое число образцов для каждого вида определения физических свойств, относительная погрешность результатов испытаний и надежность устанавливаются соответствующими ГОСТами.

Однако вследствие значительной неоднородности горных пород даже одной литологической разности не всегда удается выполнить эти требования, которые необходимо установить при обработке результатов испытаний и уточнить необходимое число образцов.

Обработку результатов испытаний образцов производят в следующем порядке.

Вычисляют среднее арифметическое значение по пробе \bar{x} , среднее квадратическое отклонение Δ и коэффициент вариации v :

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i; \quad (2.1)$$

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}, \quad (2.2)$$

$$v = \frac{\Delta}{\bar{x}} \cdot 100, \quad (2.3)$$

где n — число испытаний.

Определяют фактическую надежность результатов испытаний и уточняют необходимое число образцов по табл. 2.2.

Определение надежности и погрешности результатов испытаний, уточнение необходимого числа образцов

Значение ε/ν	Надежность α , % при числе образцов										
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
0,4	33	44	52	58	63	66	70	74	76	79	81
0,6	45	59	68	75	80	84	87	89	91	92	94
0,8	54	71	79	85	90	92	94	96	96	98	98
1,0	61	77	86	91	94	96	97	98	99	99	99
1,2	66	82	90	94	96	98	99	99	100	100	100
1,4	60	86	93	96	98	99	99	100	100	100	100
1,6	73	89	95	98	99	99	100	100	100	100	100

Значение фактической надежности α результатов испытания устанавливают по таблице по заданному максимальному значению относительной погрешности ε , вычисленному значению коэффициента вариации ν и числу испытанных образцов n .

Если определенное таким образом значение надежности α меньше заданного, то испытывают дополнительное число образцов, которое устанавливают по таблице. После испытания обработку результатов повторяют для нового числа образцов.

При невозможности испытания дополнительного числа образцов принимают заданное значение надежности α и по таблице устанавливают фактическую относительную погрешность ε оценки средней прочности по пробе.

Строение и состав пород даже в пределах одной пробы неоднородны. Поэтому механические свойства породы характеризуются не определенными, постоянными для данной породы значениями, а распределением случайных значений. Для определения среднего значения какого-либо показателя и коэффициента его вариации необходимо изготавливать и испытывать выборку из нескольких образцов. Погрешность измерения, обусловленная выборочным методом, зависит от степени неоднородности породы (коэффициента вариации показателя), объема выборки (числа образцов) и требуемой надежности определения.

При определении погрешности или надежности выборочных испытаний либо необходимого числа образцов следует иметь в виду, что коэффициенты вариации обычно составляют:

для весьма однородных по строению и физическим свойствам пород — около 10 %;

для весьма неоднородных пород — порядка 50 %.

Необходимое число испытаний можно установить по известному значению коэффициента вариации:

Коэффициент вариации	50	30	25	20	15
Количество определений	25	9	6	4	3

Промежуточные значения определяют интерполяцией.

2.3. Плотностные свойства

Плотностные свойства горных пород проявляются в результате действия гравитационного поля. Их разделяют на две группы: структурные и гравитационные. К первой относятся: плотность, объемная масса и пористость; ко второй – удельный вес, объемный вес, насыпная масса и коэффициент разрыхления.

Эти свойства взаимозависимы и в целом выражают физическое состояние пород, т. е. их качественную определенность как в условиях естественного, так и разрушенного состояния.

Плотностные свойства широко используются для расчета различных параметров геомеханических процессов: устойчивости бортов карьеров, горного давления и т. п.

Плотность (удельная плотность) ρ_0 — вес минеральной массы (скелета) горных пород в единице объема, численно равный отношению веса твердой минеральной массы породы к ее объему

$$\rho_0 = \frac{m_T}{V_T}, \quad (2.4)$$

где m_T — масса твердой фазы породы, г, кг, т; V_T — объем минеральной части породы, см³, м³.

Объемная масса ρ — масса единицы объема сухой горной породы естественного сложения и влажности, численно равная отношению массы породы к ее объему

$$\rho = \frac{m}{V}, \quad (2.5)$$

где m — масса агрегатных фаз породы, кг, т; V — объем, занимаемый этими фазами, см³, м³.

Пористость P — относительный объем всех пор, заключенных в единице объема породы:

$$P = 1 - \frac{c}{c_0}. \quad (2.6)$$

Удельный вес γ_o — вес единицы объема твердой фазы горной породы.

Численно равен отношению веса минеральной части породы к ее объему:

$$\gamma_o = \frac{G_T}{V_T}, \quad (2.7)$$

где G_T — вес твердой фазы породы, кгс, тс, Н; V_T — объем твердой фазы пород, см³, м³.

Объемный вес γ — вес единицы объема породы при естественном сложении и влажности.

Численно равен отношению веса основных агрегатных фаз породы (твердой, жидкой, газообразной) к объему, занимаемому этими фазами:

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

где G — вес агрегатных фаз, кгс, тс, Н; V — объем, занимаемый этими фазами, см³, м³.

Разрушенные породы характеризуются следующими показателями: насыпная масса и коэффициент разрыхления.

Насыпная масса ρ_n — вес единицы объема разрушенной породы

$$\rho_n = \frac{m}{V_p}, \quad (2.9)$$

где m — вес разрушенной породы, кг, т; V_p — объем, занимаемый этой породой, см³, м³.

Коэффициент разрыхления K_p — отношение объема разрушенной породы V_p к объему этой породы до разрушения V :

$$K_p = \frac{V_p}{V} \quad (2.10)$$

или

$$K_p = \frac{\rho_n}{\gamma}. \quad (2.11)$$

Методы определения плотностных свойств достаточно однообразны и обеспечивают необходимую точность для геомеханических расчетов и в настоящей работе не рассматриваются. Укажем лишь на необходимость определения объемного веса методом непосредственных измерений, гидростатического взвешивания и пробных вырубков.

2.4. Прочностные свойства

2.4.1. Общие положения

Под прочностью горной породы понимается ее способность в определенных условиях и пределах воспринимать, не разрушаясь, силовые воздействия. Прочность породы определяется величиной критических напряжений, при которых происходит ее разрушение. Эти напряжения различны для разных пород, для разных видов приложенных нагрузок и носят название пределов прочности. Различают пределы прочности пород при сжатии, растяжении, сдвиге, изгибе и т. д.

Рассмотрим наиболее часто применяемые в горной геомеханике параметры: предел прочности при сжатии $\sigma_{сж}$, предел прочности при растяжении σ_p , предел прочности при сдвиге $\tau_{сдв}$, сцепление C , угол внутреннего трения φ и коэффициент крепости f .

2.4.2. Паспорт прочности

Для оценки прочности пород наибольшее распространение получила теория прочности Мора, основанная на зависимости между касательными и нормальными напряжениями в каждой точке тела, находящегося в объемном напряженном состоянии. Основное положение этой теории заключается в том, что разрушение тела происходит при совместном действии касательных и нормальных напряжений.

Графически зависимость между предельными нормальными и касательными напряжениями изображается в виде параболы. *Огибающую предельных кругов напряжений называют паспортом прочности горных пород*, который может быть представлен графически (рис. 2.1) или аналитически следующим выражением:

$$\tau = \sqrt{(\sigma_p + \sigma_n)[2\sigma_p - 2\sqrt{\sigma_p(\sigma_p + \sigma_{сж}) + \sigma_{сж}}]}, \quad (2.12)$$

где τ — касательные напряжения по заданной площадке, т/м²;

σ_n — нормальные напряжения по заданной площадке, т/м²;

σ_p — предел прочности при растяжении, т/м²;

$\sigma_{сж}$ — предел прочности при сжатии, т/м²;

На участке вблизи оси ординат эта зависимость аналитически выражается в виде

$$\tau = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + C, \quad (2.13)$$

где φ — угол внутреннего трения, град., C — предел прочности пород при срезе в условиях отсутствия нормальных напряжений, называемый сцеплением, кгс/см², тс/м², Па.

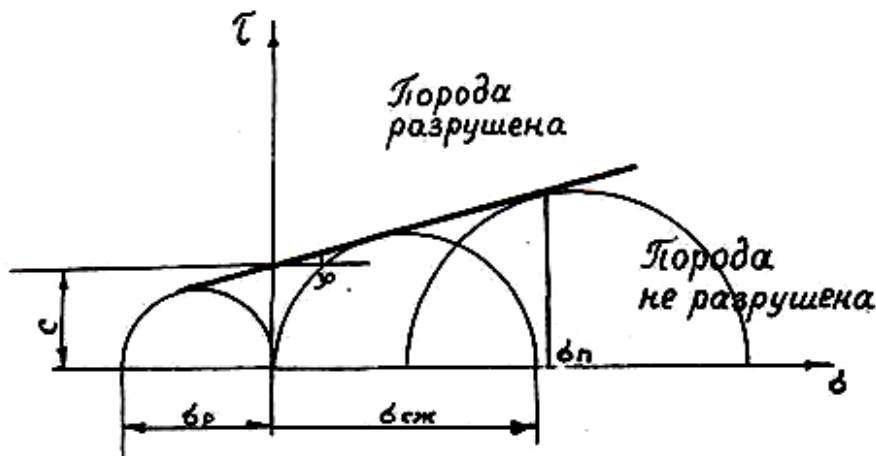


Рис. 2.1. Паспорт прочности горной породы

Линейную зависимость (2.13) можно принимать [9] в пределах от $\sigma = 0$ до предельного значения σ_n :

$$\sigma_n = \frac{\sigma_{сж}}{1 - \eta}, \quad (2.13)$$

где σ_n — предельное значение σ ; η — коэффициент, который можно вычислить так:

$$\eta = \operatorname{tg}^2(\pi/4 - \varphi/2). \quad (2.14)$$

Для сыпучих пород, не обладающих пределом прочности пород на растяжение и силами сцепления, диаграмма Мора имеет вид прямой, выходящей из начала координат. В этом случае отношение τ/σ , равное $\operatorname{tg} \varphi$, характеризует угол естественного откоса сыпучего материала.

Для связных пластичных пород, у которых $\sigma_{сж}$ и σ_p близки, огибающая кругов Мора приближается к линии, параллельной оси абсцисс, т. е. $\operatorname{tg} \varphi \rightarrow 0$.

Приняв за основу параболическое описание огибающей кругов Мора, можно вычислить φ и C по пределам прочности пород на сжатие и растяжение:

$$C = B \sigma_p; \quad (2.16)$$

$$\varphi = 2 [\operatorname{arctg} (B + 2)/2 - 45^\circ]; \quad (2.17)$$

$$B = \sqrt{\sigma_{сж}/\sigma_p + 1} - 1. \quad (2.18)$$

Следует отметить, что эти формулы дают достоверные результаты лишь для не нарушенных трещинами горных пород.

2.4.3 Определение предела прочности на сжатие

Предел прочности горных пород при сжатии $\sigma_{сж}$ является основной прочностной характеристикой, используемой в горной геомеханике, а также при разработке классификаций, категорий, шкал и соотношений между физическими свойствами горных пород.

Одноосное сжатие образцов правильной формы

В соответствии с международными стандартами, образцы цилиндрической формы для испытаний должны изготавливаться с отношением высоты к диаметру, равным единице. В качестве нормы рекомендуется цилиндр диаметром и высотой 42 мм. Могут применяться также образцы в виде кубиков сечением 5×5×5 см. Торцы образцов должны быть строго параллельными и шлифованными.

Образец помещают под пресс между двумя стальными полированными пластинками-прокладками (рис. 2.2). Для того чтобы нагрузка прикладывалась строго по оси образца, между штампом прессы и верхней прокладкой помещают шариковое центрирующее устройство.

Как указывалось выше, временным сопротивлением горной породы при одноосном сжатии называется величина напряжения ($\text{кгс}/\text{см}^2$, МПа), вызывающая разрушение образца породы. Для его определения установленный под прессом образец постепенно нагружают вплоть до его разрушения и фиксируют максимальную нагрузку, при которой произошло разрушение образца. Скорость нагружения должна находиться в пределах 5—10 ($\text{кгс}/\text{см}^2$)/с (0,5—1 МПа/с).

Для мягких глинистых и некоторых разностей полускальных пород, обладающих пластическими или хрупко-пластическим характером разрушения, за условный предел прочности на сжатие принимается напряжение, при котором остаточные деформации составляют 10—15 % первоначальной высоты образца.

По полученным данным вычисляют временное сопротивление горной породы при одноосном сжатии или прочность на сжатие $\sigma_{\text{сж}}$ ($\text{кгс}/\text{см}^2$, МПа) по формуле

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{P_{\text{max}}}{S_0}, \quad (2.19)$$

где P_{\max} — общая максимальная нагрузка на образец в момент его разрушения, кгс (Н); S_0 — первоначальная площадь поперечного сечения образца, см².

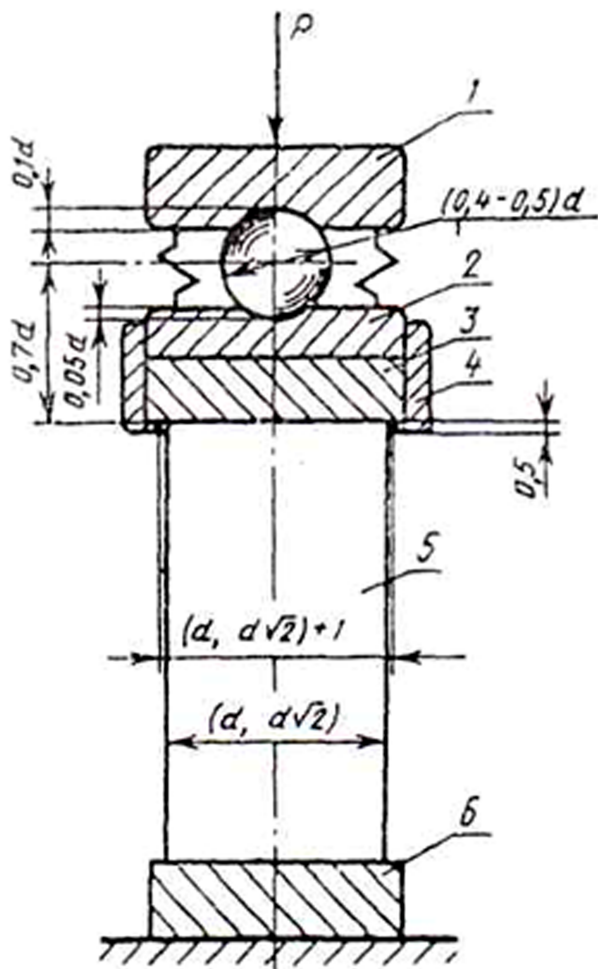


Рис. 2.2. Схема испытаний образцов на сжатие:

1 — накладная пята; 2 — подкладная пята; 3 — верхняя плита; 4 — обойма;
5 — образец; 6 — нижняя плита

В случае если образец имеет отношение высоты к диаметру, отличное от единицы, производится перерасчет по формуле

$$\sigma_{\text{сж}} = 9 \frac{\sigma'_{\text{сж}}}{7 + 2 \frac{d}{h}}, \quad (2.20)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ — предел прочности пород на сжатие, соответствующий образцу с отношением $h/d = 1$; $\sigma'_{\text{сж}}$ — прочность пород на сжатие, определенная на образце с иным отношением h/d .

Количество образцов при испытаниях должно быть не менее 10. Обработку результатов производят в соответствии с п. 2.2.

Одноосное сжатие образцов неправильной формы

По надежности данный метод относится к упрощенным, весьма нетрудоемок, доступен и рекомендуется к применению при предварительной оценке прочностных свойств пород.

Для производства испытаний отбирается 15—25 образцов произвольной формы (объемом около 100 см³ каждый), у которых три взаимно перпендикулярных размера отличаются не более чем в полтора раза. Объем каждого образца вычисляют путем деления его массы на плотность. После определения объема образцы помещают в центр между плитами прессы так, чтобы длинная ось образца совпадала с осью приложения нагрузки. Нагружение производят плавно, с такой скоростью, чтобы разрушение происходило по истечении 30—60 с от начала нагружения.

Предел прочности пород на сжатие $\sigma''_{\text{сж}}$ образца неправильной формы вычисляется по формуле

$$\sigma''_{\text{сж}} = \frac{P_{\text{max}}}{\sqrt[3]{V^2}}, \quad (2.21)$$

где P_{max} — максимальная разрушающая нагрузка, кгс, Н; V — объем образца, см³, м³.

Окончательно предел прочности определяют из выражения

$$\sigma_{сж} = \frac{\sigma''_{сж}}{\eta}, \quad (2.22)$$

где η — коэффициент пропорциональности, равный для пород угольных месторождений 0,20; для пород рудных месторождений — 0,25.

По результатам испытаний всех отобранных образцов вычисляется среднее значение $\sigma_{сж,ср}$, коэффициент вариации и проводят оценку испытаний.

2.4.4. Определение предела прочности на растяжение

Одним из распространенных методов определения прочности горных пород на разрыв является метод раскалывания. Применяется для пород, обладающих хрупким характером разрушения.

Раскалывание образцов цилиндрической формы. Сущность этого метода состоит в испытании образца цилиндрической формы на сжатие линейно сосредоточенной нагрузкой с двух сторон по образующим.

Подготовленные образцы устанавливают в центральной части прессы (рис. 2.3) так, чтобы усилие прикладывалось вдоль образующих. Сжимающую нагрузку непрерывно увеличивают до тех пор, пока не произойдет разрыв образца.

Прочность пород на растяжение σ_p , кгс/см², МПа, подсчитывают по формуле

$$\sigma_p = 0,637 \frac{P_{\max}}{d h}, \quad (2.23)$$

где P_{\max} — максимальная нагрузка, при которой произошло разрушение образца, кгс, Н; d и h — диаметр и высота образца, см.

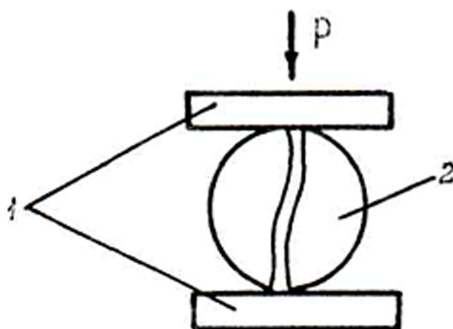


Рис. 2.3. Схема испытания образцов цилиндрической формы:

1 — плиты пресса; 2 — испытываемый образец

2.4.5. Крепость горных пород

Крепость горных пород — характеристика сопротивляемости пород технологическому разрушению. Это понятие крепости введено проф. М. М. Протодьяконовым, который для количественной ее оценки предложил коэффициент крепости f , имеющий и в настоящее время довольно широкое распространение в практике горного дела. Все породы по крепости подразделены на 10 категорий (табл. 2.3).

К первой категории отнесены породы, имеющие наивысшую степень крепости ($f = 20$), к десятой — наиболее слабые, плавучие породы ($f = 0,3$). Пределы изменения коэффициента крепости — от 0,3 до 20.

В первом приближении коэффициент крепости пропорционален пределу прочности пород при сжатии:

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{100}. \quad (2.24)$$

Классификация горных пород (по проф. М. М. Протодыяконову)

Категория	Степень крепости пород	Породы	Коэф. крепости f
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные кварциты, базальты, исключительно крепкие другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые пород, кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, кварциты менее крепкие, самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Граниты (плотные) и гранитовые породы, очень крепкие песчаники и известняки, крепкий конгломерат, очень крепкие железные руды	10
IIIa	Крепкие	Известняки (крепкие), некрепкий гранит, крепкие песчаники, крепкий мрамор, доломит	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник, железные руды	6
IVa	"-	Песчанистые сланцы, сланцевые песчаники	5
V	Средней крепости	Крепкий глинистый сланец, некрепкие песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	"-	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит, обыкновенный мергель, разрушенный песчаник, сцементированная галька, каменистый грунт	2
VIa	"-	Щебенистый грунт, разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкие наносы	1
VIIa	"-	Легкая песчанистая глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс и другие разжиженные грунты	0,3

Более точно связь между $\sigma_{сж}$ и f в области больших значений $\sigma_{сж}$ может быть выражена так:

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{300} + \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{30}}, \quad (2.25)$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности при одноосном сжатии, кгс/см².

Из экспериментальных методов определения коэффициента крепости можно рекомендовать *метод толчения* (ГОСТ 21153–75).

Сущность метода толчения заключается в следующем. Берут пять кусков породы, массой по 40—60 г. Каждый кусок дробят в стакане гирей массой 2,4 кг, сбрасываемой с высоты 0,6 м. После 5—15-кратного сбрасывания гири полученную мелочь просеивают через сито с отверстиями 0,5 мм. Фракцию размером менее 0,5 мм собирают с пяти образцов и высыпают в стакан объемомера диаметром 23 мм, по высоте h столбика в котором вычисляют коэффициент крепости f :

$$f = \frac{20n}{h}, \quad (2.26)$$

где n — число сбрасываний гири при испытании одного образца.

2.5. Определение показателей прочности при объемном сжатии

Стабилометрический — наиболее совершенный лабораторный метод определения показателей паспорта прочности пород при напряженных состояниях, наиболее близких к природным и с наибольшей точностью измерений. Трехосное осесимметрическое сжатие цилиндрических образцов породы до разрушения

осуществляется в стабилометре, в котором сжатие образца со стороны торцов сопровождается гидростатическим давлением на его боковую поверхность. Стабилометр выполнен в виде герметичной камеры, в которую нагнетается рабочая жидкость (компрессорное масло). Осевое давление испытательной машины передается образцу плунжером, проходящим через отверстие в камере. Сжатие при различном боковом давлении подвергают ряд образцов. По результатам испытаний устанавливают зависимость разрушающего осевого давления от переменного бокового давления.

Метод косо́го среза в матрицах. Сущность метода заключается в изменении разрушающей силы, приложенной к образцу, установленному в стальные наклонные матрицы испытательного устройства. Для испытаний изготавливают образцы по размеру, форме и физическому состоянию такие же, как и при испытании пород на одноосное сжатие, которые по форме и размерам должны соответствовать матрицам прибора. Схема испытаний приведена на рис. 2.4.

Образец загружают в прибор, который ставят под пресс. Образец должен плотно прилегать к внутренним поверхностям матриц. Зазор должен быть постоянным (1—3 мм). Угол скола регулируется клиньями 30, 45, 60°.

Нагрузку прикладывают и непрерывно увеличивают до тех пор, пока не произойдет сдвиг-скол образца.

Нормальное давление на плоскость скола σ_n , кгс/см², вычисляется по формуле

$$\sigma_n = \frac{P_{\max} \sin \alpha}{d h}, \quad (2.26)$$

где P_{\max} — максимальная разрушающая нагрузка, кгс (Н); d и h — диаметр и высота образца, см; α — угол среза, град.

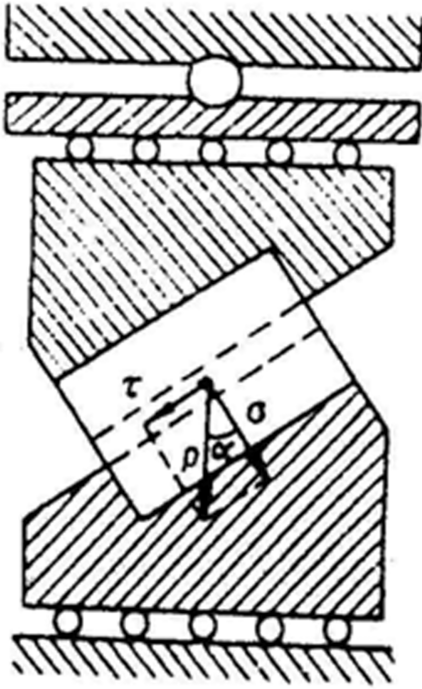


Рис. 2.4. Схема испытаний горных пород на срез со сжатием

Сопротивление сдвигу-скалыванию $\tau_{ск}$, кгс/см², МПа вычисляется по формуле

$$\tau_{ск} = \frac{P_{\max} \cos \alpha}{d h}. \quad (2.27)$$

Испытания повторяют три-пять раз при каждом наклоне плоскости скалывания. По этим данным вычисляют среднее значение $[\tau_{ск}]_{ср}$, а также строят диаграмму предельного сопротивления породы сдвигу-скалыванию и определяют параметры прочности.

По оси абсцисс откладывают значения нормального напряжения для каждого из углов наклона α , а по оси ординат — соответствующие им значения касательных напряжений.

Величина сцепления и угол внутреннего трения определяются с графика по результатам испытаний под углом 60 и 45°.

К достоинствам метода следует отнести простоту испытаний. Однако анализ результатов механических испытаний и специальных исследований показал, что метод косо́го среза можно надежно использовать только при испытании пород средней прочности и слабых, пластичных, залегающих на небольшой глубине (50—150 м). Для больших глубин залегания пород метод косо́го среза не дает возможности вести испытания при соответствующих значениях напряженного состояния.

Следует заметить, что полученные характеристики прочности S и φ при объемном сжатии отличаются от характеристик, полученных по образцам, испытанным на одноосное сжатие и растяжение. Так, сцепление при объемном сжатии в 2,5 (1,5—3,5) раза больше, а угол внутреннего трения в 1,5 (1,3—2,2) раза меньше, чем при одноосном сжатии. Это обстоятельство надо учитывать при геомеханических расчетах. В том случае, когда характеристики S и φ входят в метод расчета (при оценке устойчивости откосов), погрешность в результатах незначительна. В том случае, когда эти характеристики участвуют в расчетных схемах отдельно друг от друга, их следует принимать по результатам испытаний в объемном напряженном состоянии или вводить поправки в результаты испытаний.

3. СВОЙСТВА ГОРНЫХ МАССИВОВ

3.1. Общие замечания

Любые методы, применяемые для исследования свойств пород, должны давать их значения, наиболее близкие к действительным характеристикам пород, находящихся в массиве, а не в образце. Достигнуть в полной мере выполнения указанного требования, конечно, невозможно, но стремиться к этому необходимо.

Дело в том, что горная порода является крайне сложным минеральным агрегатом, усложненным в естественном залегании наличием трещин, слоистости, анизотропии, текстуры и влажности. Поэтому обычно образцы горной породы по их физическим и механическим свойствам отличаются от характеристик той же горной породы, но находящейся в естественном залегании в массиве.

Образец породы подготавливается к исследованиям путем обработки бурового керна или иного куска горной породы. В зависимости от метода испытания породы образец подвергается распиловке, шлифовке и др. механическим воздействиям. Если порода, из которой изготавливается образец, имеет трещиноватость, то в образце эти трещины будут являться слабыми местами, которые могут не позволить подготовить образец определенных размеров и формы. Поэтому для образца невольно берут более прочный кусок породы.

Структура, текстура реальной породы в массиве как-то определенно ориентирована по отношению к действующим усилиям. Сохранить ту же ориентировку указанных элементов в образце при испытании крайне затруднительно.

Наличие слоистости, особенно микрослоистости с более слабыми прослойками, чем основная часть породы, может играть

ту же роль, что и трещиноватость, т. е. затруднять изготовление образцов.

Реальная порода часто обладает влажностью, присущей массиву, сохранить которую в образце также бывает затруднительно.

Наконец, играют роль и размеры образцов. Например, как показывают исследования, с увеличением размеров образцов их прочность на срез, сжатие и растяжение уменьшается. При этом чем неоднороднее порода, тем сильнее проявляется масштабный эффект. Меняются также главные расчетные показатели (сцепление и угол внутреннего трения) от вида испытаний (одноосное, объемное сжатие и срез), а также от направления приложения нагрузки относительно слоистости и трещиноватости.

Исследования показывают, что показатели плотностных свойств в образце и массиве отличаются друг от друга незначительно (менее 10 %), в то время как прочностные и деформационные характеристики горного массива отличаются существенно. Так, сцепление в массиве в десятки и даже сотни раз меньше определенного испытаниями на образцах, что требует проведения исследований этих свойств в натуральных условиях (в шахте, руднике, карьере) и поиска зависимостей прочностных характеристик горных пород в куске (образце) и массиве. Эти исследования называют натурными испытаниями.

3.2. Метод забойного определения объемного веса

Вышеописанные методы определения плотности горных пород устанавливают плотность по образцам. Однако вследствие трещиноватости и пористости пород в массиве плотность меньше. В связи с этим на практике в натуральных условиях объемный вес определяется путем вырубок.

Из массива вырубают объем породы не менее 1 м^3 , близкий к правильной форме. Отбитый материал собирают в сосуд известного объема и взвешивают. Затем измеряют объем вырубки.

Объемный вес породы в целике определяют по формуле

$$\gamma = \frac{G}{V_{ц}}, \quad (3.1)$$

где G — вес объема вырубки, тс; $V_{ц}$ — объем вырубки в целике, м³.

Объемный вес в разрыхленном состоянии — по формуле

$$\gamma_p = \frac{G}{V_p}, \quad (3.2)$$

где V_p — объем породы в разрыхленном состоянии, м³.

Объемный вес породы определяется как средняя из 5—7 вырубок. Во всех случаях количество определений зависит от неоднородности и выбирается в зависимости от коэффициента вариации.

Коэффициент разрыхления вычисляют по формуле

$$K_p = \frac{V_p}{V_{ц}}. \quad (3.3)$$

3.3. Методы натуральных испытаний прочностных свойств

Натурные испытания свойств горных пород нагружением части массива без извлечения ее с места залегания. Применяют для повышения представительности испытаний в результате сохранения крупноструктурной нарушенности породы кливажем, расслоением, что недоступно при отборе проб для изготовления и лабораторного испытания породных образцов.

Первым приближением к достижению этой представительности являются методы натурального нагружения плоских обнаже-

ний массива горных пород штампами, инденторами или стенок скважин прессиометрами для определения деформируемости массива и расчета методами теории упругости его устойчивости во взаимодействии с возводимыми инженерными сооружениями (фундаментом, крепью). При этом, однако, при обеспечении относительной сохранности природной меры структурной нарушенности испытываемого массива горной породы в малой степени достигается представительность вида его нагружения.

Более представительна группа методов механических испытаний крупных (от 0,5 до 3 м) породных блоков, частично отделенных от массива оконтуривающей прорезкой щелей или строчек шпуров и нагружаемых системой домкратов с имитацией вида напряженного состояния, соответствующего напряженному состоянию данного участка в условиях решаемой геомеханической задачи, например, сдвигу под углом или по поверхности наслоения или раздавливанию забоя опорным давлением. Размеры блока и испытание без его извлечения могут обеспечить его представительность в отношении сохранения природной меры структурной ослабленности. Однако требование к технологии оконтуривания по обеспечению сохранности структуры, а также по тщательности подготовки нагружаемых поверхностей выполняется обычно не в полной мере. В результате часто расчетный способ приложения испытательной нагрузки осуществляется неточно, а блок имеет добавочную ослабленность, и результаты натурных испытаний оказываются систематически заниженными.

Наиболее представительным способом определения свойств пород применительно к какой-либо задаче геомеханического исследования является **специальный горный эксперимент** — опытные горные работы, воссоздающие изучаемое геомеханическое явление или процесс. Горные работы организуют по специальной программе, выполнение которой строго контролируют и которая позволяет судить о натуральных нагружениях изучаемого массива пород [10].

Механизм этого нагружения и его результатов (деформации, разрушения, реактивные отпоры и др.) должен непрерывно

контролироваться надлежаще размещенными измерительными приборами и устройствами (глубинные и контурные реперы, специальные динамометрические датчики, фотооптическая и маркшейдерская аппаратура и др.). Измерениями выявляют механизм изучаемого геомеханического явления (процесса), его количественные характеристики, меру приближенности соответствующей расчетной схеме, и в результате расчетов устанавливают значения определяемых показателей свойств породы.

Следует отметить, что опытные горные работы практически являются не только и не столько методом определения свойств массива, сколько методом собственно исследования механизма изучаемого геомеханического явления (процесса) и получения прямых практических рекомендаций по установлению параметров горных работ, обеспечивающих эффективное использование этого механизма [10]. При этом получаемые расчетом показатели свойств породы являются не универсальными, а функциональными характеристиками, представительными для горно-геологических условий и механизма лишь геомеханического процесса, изученного при проведении опытных горных работ. Метод опытных горных работ следует считать лучшим, хотя и весьма трудоемким способом определения (с дальнейшим накоплением и обобщением данных) коэффициентов структурного ослабления пород для напряженных состояний, имеющих место в изученных случаях опытных горных работ.

Наиболее представительные показатели свойств пород можно получить **обратными расчетами** по результатам анализа возникших на шахте, руднике и карьере деформаций.

В качестве примера приведем расчет показателей φ_m и c_m по результатам съемки участка откоса (обрушения) до и после деформаций. При этом принимают, что в момент обрушения откоса наступает его предельное равновесие, которое можно записать в виде

$$\sum T_i = \operatorname{tg} \varphi_m \sum N_i = C_m L, \quad (3.4)$$

где $\sum T$ — сумма сдвигающих массив сил; $\operatorname{tg} \varphi_m \sum N_i$ — сумма сил, удерживающих откос за счет трения; $C_m L$ — удерживающие массив силы за счет сцепления; L — длина поверхности скольжения.

После обрушения (сползания) породного массива устанавливается новое его равновесие, обусловленное действием только сил трения:

$$\sum T'_i = \operatorname{tg} \varphi_m \sum N'_i, \quad (3.5)$$

где $\sum T'_i$ — сумма сил, сдвигающих массив после обрушения (сползания); $\operatorname{tg} \varphi_m \sum N'_i$ — сумма удерживающих массив сил за счет трения.

Из уравнения (3.5) находим угол внутреннего трения, подставляя который в уравнение (3.4), вычисляем сцепление.

Если вследствие беспорядочного развала обрушенной породы определить угол внутреннего трения затруднительно, его можно взять из таблицы или равным углу откоса отвала или осыпи для данного литологического типа пород.

Метод обратных расчетов применим при условии, что длина оползневого участка не менее чем в 2—3 раза превышает его высоту. При этом в расчетах можно не принимать во внимание сопротивление отрыву, так как характеристика эта в трещиноватом массиве достаточно мала, учет же гидростатического давления для обводненного откоса обязателен.

Аналогично можно провести обратные расчеты по результатам документации раздавленных горным давлением целиков, обрушениям потолочин и др., вычисляя при этом трудноустанавливаемые параметры $\sigma_{сж.м}$, $\sigma_{из}$ и др. ($\sigma_{сж.м}$ и $\sigma_{из}$ — соответственно пределы прочности породы (руды) при сжатии и изгибе).

Установленные характеристики прочности горного массива следует использовать при расчетах по тем же гипотезам, теориям и схемам, что и обратные расчеты.

3.4. Зависимости показателей свойств пород

Основными расчетными характеристиками прочности твердых горных пород являются пределы их прочности при разных видах деформирования. При этом для всех видов пород справедливо неравенство

$$\sigma_{сж} > \sigma_{из} > \sigma_p \quad (3.6)$$

и соотношения

$$\frac{\sigma_{из}}{\sigma_{сж}} = 0,3 \div 0,1, \quad \frac{\sigma_p}{\sigma_{из}} = 0,3 \div 0,1, \quad (3.7)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{из}$, σ_p — соответственно пределы прочности при сжатии, изгибе и растяжении.

Разнообразие горных пород в отношении свойств значительно превышает численность наименований их литотипов, которыми поэтому почти нельзя руководствоваться для оценки их показателей.

Поскольку даже для одной разновидности горных пород ее свойства могут существенно изменяться в пределах одного и того же месторождения или шахтного поля, то данные различных каталогов и табличных сводок следует рассматривать как предварительный и оценочный материал.

По результатам испытаний институтов ВНИМИ и «Унипромедь» установлено, что угол внутреннего трения ϕ_0 в объемном напряженном состоянии (стабилометры, косой срез) в 1,5 раза меньше, а сцепление C_0 в 2,5 раза больше соответствующих параметров, полученных испытаниями на одноосное сжатие и растяжение [11].

Установлению зависимостей прочностных свойств горных массивов σ_m и свойств пород в куске (образце) σ_k посвящен ряд

исследований, в результате которых рекомендуются эмпирические формулы.

Наибольшее распространение получили формулы для определения сцепления C_m , полученные по результатам натуральных и лабораторных испытаний [1]:

$$C_m = (0,02 \div 0,06) C_k; \quad (3.8)$$

$$C_m = \frac{C_k - C'}{1 + a' \ln \left(\frac{H_l}{l_T} \right)} + C'; \quad (3.9)$$

где C_m , C_k , C' — соответственно сцепление в массиве, куске и по трещинам отдельности; a' — коэффициент, зависящий от прочности пород в куске, степени и характера трещиноватости (определяют по табл. 3.1); l_T — средний размер блоков, м; H_l — высота рассматриваемого блока массива.

Формула (3.9) нашла применение при расчете устойчивости карьерных откосов. В указанной формуле связаны величины сцепления, полученные при испытаниях в объемном состоянии (стабилометрический косой срез).

В практике горного дела широко применяются показатели сопротивляемости горных пород разрушению: буримость, дробимость, взрываемость, абразивность и другие, которые в свою очередь связаны с основными параметрами паспорта прочности $\sigma_{сж}$, σ_p , C , ϕ . Анализ показателей сопротивляемости горных пород различным механическим воздействиям показывает, что в большинстве случаев между отдельными показателями и коэффициентом крепости проф. М. М. Протодяконова наблюдается корреляционная связь.

Большое количество фактического материала из практики разведки и разработки месторождений позволяет рекомендовать коэффициент крепости при решении горно-геомеханических задач.

Значение коэффициента a' для различных пород

Породы и характер трещиноватости	Сцепление в монолите, кг/см ²	a'
Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчано-глинистые отложения; сильновыветрелые, полностью каолинизированные извержения породы	4—9	0,5
Уплотненные песчано-глинистые породы, в основном нормальносекущей трещиноватости	10—20	2
Сильно каолинизированные изверженные породы	30—80	2
Уплотненные песчано-глинистые породы с развитой кососекущей трещиноватостью, каолинизированные извержение породы	30—80	3
Средней прочности слоистые породы, преимущественно нормальносекущей трещиноватости	100—150	3
	150—170	4
	170—200	5
Прочные породы, преимущественно нормальносекущей трещиноватости	200—300	6
	> 300	7
Прочные изверженные породы с развитой кососекущей трещиноватостью	> 200	10

Коэффициент крепости f обычно рассматривают как:

$$f = 0,1 \sigma_{сж}, \quad (3.10)$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности горной породы на одноосное сжатие, МПа.

В свою очередь, $\sigma_{сж}$ может быть выражен как

$$\sigma_{сж} = 2 C \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2). \quad (3.11)$$

Подставляя (3.11) в (3.10), получим:

$$f = 0,2 C \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2). \quad (3.12)$$

На основании формулы (3.12) построена зависимость $f = \Phi(C, \varphi)$, приведённая на рис. 3.1.



Рис. 3.1. Номограмма для определения сцепления образцов горных пород

На ранней стадии освоения месторождений, когда знания физических свойств горных пород ограничиваются коэффициентом крепости и справочными материалами можно рекомендовать применение номограммы (см. рис. 3.1) для определения сцепления горных пород в образце.

3.5. Определение физико-механических характеристик пород в полевых условиях

При всех геомеханических исследованиях, как и при оценке устойчивости бортов карьеров, следует максимально надежно определить физико-механические характеристики. При этом работа должна состоять из трех выполняемых последовательно этапов:

1. Сбор сведений по месторождению о прочностных характеристиках пород.
2. Проведение испытаний физико-механических свойств в полевых условиях.
3. Отбор проб и отправка их на лабораторные испытания для получения недостающих данных о свойствах горных пород.

Сбор сведений о свойствах пород месторождения включает в себя как прямые исследования физико-механических свойств, так и косвенные, получаемые по результатам поисково-разведочных, изыскательских работ и эксплуатационным данным горного предприятия.

Значение последних вследствие их массовости трудно переоценить. На рис. 3.1 приведена номограмма для определения сцепления лишь по трем классификациям. В то время как в период эксплуатации карьера проводится большое количество буровых работ различными станками, производительность которых (как и оплата пог. м) почти всегда связывается с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протоdjаконова. Анализ этих данных позволяет значительно расширить представление о геомеханическом поле месторождения и, более того, наметить контур райони-

рования бортов карьера и откосов уступов по условиям их устойчивости. Значительная изменчивость пород меднорудных месторождений, обусловленная региональным и гидротермально-метасоматическим метаморфизмом, обуславливает необходимость сравнительной оценки прочности пород и изменения ее по простиранию и глубине, для чего применяются экспресс-методы (определение прочности на одноосное сжатие по образцам неправильной формы и толчением, а для определения объемных показателей прочности на месте отбора). Суть последнего состоит в том, что лаборатория приближается к месту отбора проб. При этом испытания на косой срез производят в матрицах (рис. 3.2), помещаемых в специально изготовленную из двутавра рамку, а в качестве давящей установки используют гидравлический пресс или домкрат с регистрацией усилий при срезе специальным динамометром (или манометром, вкрученным в камеру давления).

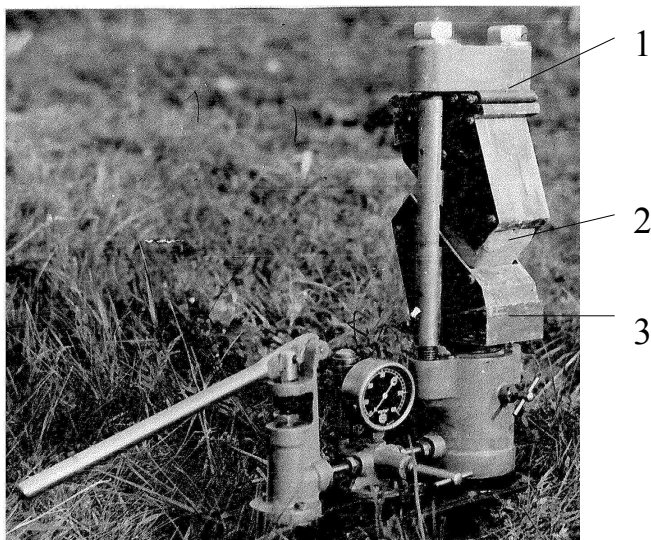


Рис. 3.2. Исследование прочностных характеристик методом косого среза в полевых условиях:

1 — гидравлический пресс; 2 — образец породы; 3 — матрица

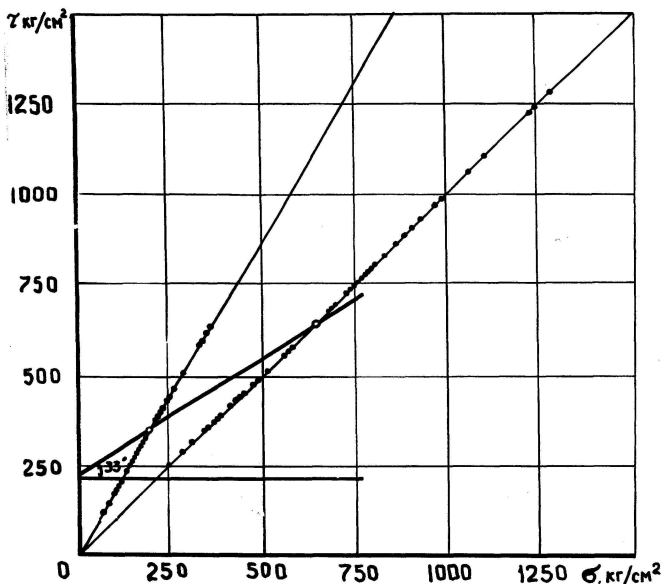


Рис. 3.3. Паспорт прочности сиенито-диоритов

Методы испытаний образцов неправильной формы становятся незаменимы и экономически оправданы на участках, представленных зонами дробления, в которых образцов стандартных размеров отобрать не представляется возможным.

Угол внутреннего трения — один из основных расчетных показателей при оценке устойчивости откосов, хотя и не сильно изменчив для отдельных литологических разностей, тем не менее, требует значительного количества образцов. Поэтому для его точного определения необходимо строить обобщенные паспорта прочности по результатам испытаний на срез пород одной разновидности.

На рис. 3.3 приведен паспорт прочности сиенито-диоритов, где угол внутреннего трения $\varphi = 33^\circ$. Аналогичными испытаниями установлены для других пород данного месторождения: диоритовых порфиритов $\varphi = 36^\circ$, гранодиоритпорфиритов $\varphi = 37^\circ$.

Следует отметить, что контроль этих углов можно осуществлять по значениям углов откосов отвалов и осыпей пород, высота которых в 15—20 раз больше максимального куска складываемых и осыпавшихся пород.

3.6. Общие замечания по изучению трещиноватости горного массива

Учитывая исключительное значение влияния трещиноватости горного массива на устойчивость карьерных откосов, рассмотрим основы методики по изучению трещиноватости, необходимые для получения данных о пространственной ориентировке трещин и о закономерностях их проявления в пределах месторождения или на отдельных его участках.

Общие положения. Массив горных пород не является сплошной изотропной средой, он разбит на отдельные структурные блоки совокупностью трещин различного происхождения и разных размеров. Совокупность трещин, нарушающих целостность горных пород, называют *трещиноватостью*. Трещины, имеющие близкие значения элементов залегания, объединяют в системы. Различают два вида трещин:

мелкие трещины (сланцеватость, отдельность, кливаж) с ограниченными размерами, смещенные в пространстве одна относительно другой;

крупные тектонические трещины большого протяжения, по которым может происходить скольжение (сдвиг) одной части деформируемого массива относительно другой.

Мелкая трещиноватость в зависимости от ее интенсивности, ориентировки относительно горной выработки и направления действующего усилия по отношению к плоскости трещин, наличия и свойств заполнителя вызывает снижение прочностных свойств массива и устойчивости пород при их обнажении.

Крупные сплошные тектонические трещины и зоны нарушения оказывают существенное влияние на устойчивость от-

косов. По поверхностям крупных тектонических трещин происходит образование вывалов и обрушений.

Знание пространственной ориентировки и закономерностей распространения трещиноватости позволяет правильно решать вопросы, связанные с устойчивостью. Для оценки влияния трещиноватости на устойчивость бортов карьера проводят изучение как мелкой трещиноватости, так и крупных тектонических трещин.

Изучение трещиноватости проводят по обнажениям пород, а также по кернам, выбуренным из скважин при разведке месторождения в целом или отдельных его участков.

Наиболее полную характеристику трещиноватости пород можно получить при непосредственном измерении ее на карьерных откосах. Места замеров мелкой трещиноватости выбирают таким образом, чтобы наблюдениями был охвачен весь комплекс горных пород, слагающих месторождение. На каждом участке горного массива, разделенном крупными геологическими нарушениями, изменяющими условия залегания пород, обязательно должно быть как минимум один участок замера. При отсутствии геологических нарушений и постоянстве элементов залегания пород расстояния между участками замеров принимают равными 150—200 м. На каждом замерном участке проводят 20—30 замеров трещин. Элементы залегания напластования (слоистости, сланцеватости) замеряют 3—4 раза. Размер замерного участка определяется условиями возможности замера всех систем трещин, степенью доступности при замерах, сложностью строения массива. При благоприятных условиях размер участка можно принять равным 10—15 м. Середины участков замера привязывают к маркшейдерским точкам с точностью до 2—3 м. Каждая крупная тектоническая трещина подлежит замеру и привязке в плане к маркшейдерской точке либо заснятой точке горной выработки.

На участке замера определяют следующие параметры трещин: A — азимуты простирания всех систем трещин и слоистости (сланцеватости); δ_i ($\delta_{сл}$) — угол падения всех систем трещин и

слоистости (сланцеватости); S — расстояние (по нормали) между трещинами каждой системы; линейные размеры (длина l и раскрытие m); характер поверхности (плоская, волнистая, гладкая, шероховатая); наличие и характеристику заполнителя полости трещин; степень обводненности трещин (влажная, капеж, струя и пр.).

Элементы залегания трещин измеряют горным компасом.

Линейные размеры трещин, а также расстояния между трещинами систем измеряют линейкой или рулеткой. Расстояние между трещинами систем измеряют по направлениям, перпендикулярным плоскости трещины. При описании характера поверхности трещин необходимо указывать форму их поверхности — волнистая или ровная, шероховатая или гладкая, заполнена ли инфильтрационным материалом и каким именно (кальцитом, окислом железа, глиной трения и т. д.). В примечании следует отметить наличие вблизи участка замера крупных тектонических трещин или зон дробления.

Кроме того, визуально устанавливают и отмечают системы трещин, влияющие на образование вывалов, отслоений и обрушений, делают необходимые зарисовки.

Обработка наблюдений сводится к построению и обработке круговых диаграмм трещиноватости, решеток трещиноватости и вычислению ее интенсивности, определению расположения трещин относительно простирания рудной залежи или выработки. Круговые диаграммы составляют отдельно для мелкой трещиноватости и для крупных трещин. Для мелкой трещиноватости первоначально на каждом участке замера составляют круговую диаграмму, затем строят сводные диаграммы по горизонтам, по всему месторождению в целом или же для отдельных литологических разностей пород.

На каждой круговой диаграмме выявляют основные системы трещин, затем составляют таблицу осредненных характеристик трещиноватости, в которой приводят данные о средних значениях элементов залегания каждой системы трещин, взятых из круговой диаграммы, средних размерах трещин и расстояни-

ях между трещинами, а также приводят осредненные данные о характере поверхности каждой системы.

Для решения вопросов устойчивости отколов интенсивность трещиноватости целесообразно вычислять по формуле: $W = 1/l$, где l — средний линейный размер структурного блока, ограниченного тремя смежными трещинами, м.

Влияние трещиноватости на процесс сдвигения и деформирования горных пород определяется положением их относительно простирания откоса. По двугранному углу γ , образуемому плоскостью откоса с плоскостью трещин, трещины подразделяют на нормально-секущие ($\gamma = 70—90^\circ$) и кососекущие ($\gamma < 70^\circ$). В зависимости от угла падения δ_i , трещины бывают: крутые — $46—90^\circ$; наклонные — $21—45^\circ$; пологие — $0—20^\circ$.

По величине угла ω , образуемого направлением линии простирания откоса и направлением линии их скрещивания в плоскости слоистости (рудной залежи), трещины подразделяют на: продольные — $0—20^\circ$; диагональные — $21—70^\circ$; поперечные — $71—90^\circ$.

Чем сильнее нарушен массив трещиноватостью и чем больше ее интенсивность, тем ниже будут его прочностные свойства и тем меньшее значение будет иметь коэффициент структурного ослабления.

В зависимости от интенсивности трещиноватости следует различать:

Породы	Интенсивность трещиноватости
сильнотрещиноватые	7—10
среднетрещиноватые	2—7
слаботрещиноватые	менее 2

Крупные тектонические трещины, попадающие в область сдвигения пород, оказывают непосредственное влияние на углы отколов уступов, делая их более пологими или крутыми в зависимости от элементов залегания трещин и расположения относи-

тельно выработанного пространства. Сдвижение пород происходит по поверхностям этих трещин.

Данные об интенсивности трещиноватости пород и закономерностях ее проявления в пределах рудного поля — основа для выбора месторождений-аналогов по характеру и параметрам процесса деформирования.

Указанные выше методические основы исследований пород и массивов, как и полученные при этом результаты, позволяют провести районирование карьерного поля по условиям устойчивости бортов карьеров и откосов уступов. В том случае, когда исследования проводятся для оценки устойчивости карьерных откосов или наблюдениям за деформационными процессами по четко обозначенным профилям, то и по ним же должны проводиться изучения физико-механических свойств и трещиноватости для каждого этапа работы (серии наблюдений, оценки устойчивости).

4. ВЫБОР РАСЧЕТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ

К расчетным показателям при исследованиях горно-геомеханических процессов относятся: исходные физические характеристики массива горных пород и коэффициент запаса устойчивости.

4.1. Исходные характеристики горных пород и массивов

В зависимости от характера решаемых горно-геомеханических задач в расчетные формулы, теории и гипотезы входит большое количество физических показателей, среди которых всегда есть главные, основополагающие. Так, при расчете устойчивости целиков основным является предел прочности массива на сжатие, при расчете устойчивости пролетов камер — предел прочности на изгиб, при расчете устойчивости карьерных откосов — сцепление и угол внутреннего трения и т. д.

Во всех расчетных схемах участвует и объемный вес пород. Если объемный вес пород можно принимать по результатам определений в период поисково-разведочных и эксплуатационных работ, то прочностные и деформационные характеристики должны обосновываться и определяться инженерно-геологическими изысканиями, лабораторными и натурными исследованиями. Объем, количество и методики выполнения этих работ устанавливаются нормативными документами и зависят от стадии освоения месторождения [10]. Поскольку прочностные параметры следуют из паспорта прочности горных пород и массивов, а основными являются сцепление и угол внутреннего трения, то в первую очередь они должны быть надежно обоснованы.

При выборе расчетных характеристик массива горных пород следует учитывать следующие положения.

1. Свойства горных пород являются базой при решении горно-геомеханических вопросов. Основными характеристиками при решении большинства задач являются объемный вес, угол внутреннего трения и сцепление.

2. Объемный вес пород следует принимать по величинам, используемым на исследуемом предприятии.

3. Сцепление и угол внутреннего трения в образце следует принимать по результатам испытаний методом косого среза под углом 30, 45 и 60° или трехосного сжатия в стабилометрах с построением паспорта прочности. Приблизительно сцепление и угол внутреннего трения можно определить по соотношению пределов прочности при сжатии и растяжении, а угол внутреннего трения принимать равным углу откоса отвала.

4. Лабораторные испытания позволяют получить прочностные свойства не массива в целом, а только сравнительно крепких кусков пород. Для перехода к прочностным характеристикам всего массива используют коэффициент структурного ослабления λ , под которым понимают величину, равную отношению прочности пород в массиве к средней прочности породы в образце.

5. При определении величин углов внутреннего трения в массиве пород следует исходить из того, что угол внутреннего трения в массиве по поверхностям, пересекающим слои и не совпадающим со сплошными трещинами, можно принимать равным углу внутреннего трения, полученному для данной породы по лабораторным испытаниям на срез образцов пород. Угол внутреннего трения по контактам слоев следует принимать равным углу трения, полученному по лабораторным испытаниям на трение по этим поверхностям. Угол внутреннего трения по поверхностям, совпадающим с трещинами, принимают средним между углом трения по поверхностям контактов слоев на сдвиг и углом внутреннего трения, полученным по лабораторным испытаниям образцов на срез.

6. Величина угла φ_m зависит от характера поверхности ослабления. Почти для всех пород с ровной гладкой поверхностью ослабления $\varphi_m = 18—25^\circ$, с неровной гладкой поверхностью

ослабления — 23—30°, для ровной поверхности с зеркалами скольжения — 12—15°, а для неровной — 18—23°. Для ровной и неровной шероховатой поверхностей ослабления углы трения по поверхностям ослабления близки к углам внутреннего трения φ_k . Значения средних углов внутреннего трения некоторых горных пород приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Значения средних углов внутреннего трения

Генезис пород	Породы	Угол внутреннего трения, град.
Магматические	Гранодиорит, диорит, габбро, пироксенит, кварцевый порфир	36
	Сиенит, кератофир	30—32
Метаморфические	Кварцит, гнейс, серпентинит	31—36
	Метаморфические сланцы	27—33
Осадочные	Песчаники	27—38
	Алевролиты	25—35
	Аргиллиты	20—26
	Известняки мраморизованные	34—38

7. Сцепление по контактам слоев C' пород определяется лабораторными и натурными испытаниями. Однако ориентировочно его можно принимать [10]:

для дислоцированных осадочных комплексов в пределах $C'=0,1—0,3$ МПа;

по шероховатым контактам слабодислоцированных осадочных комплексов $C'=1,0—1,8$ МПа;

по контактам слоев рыхлых глинистых отложений — 50 % от сцепления в массиве под углом к наслоению;

по шероховатым контактам слоев метаморфизованных осадочных пород, по тектоническим нарушениям и неровным тектоническим трещинам $C'=0,5—1,0$ МПа.

Углы внутреннего трения по контактам слоев в зависимости от степени их шероховатости и неровности изменяются в преде-

лах 10—30°. Причем по ровным гладким трещинам они на 4—6° меньше углов внутреннего трения самих горных пород.

Поскольку сцепление трещиноватого массива C_m значительно отличается от сцепления монолитного образца C_0 , то переход от C_0 к сцеплению в массиве C_m следует осуществлять с помощью коэффициента структурного ослабления λ :

$$C_m = \lambda \cdot C_0. \quad (4.1)$$

Коэффициент структурного ослабления определяется испытаниями в лабораторных и натуральных условиях для каждого литологического типа пород. При отсутствии таковых переход от сцепления в образце к сцеплению в массиве может быть осуществлен по формулам (3.8) — (3.9).

В табл. 4.2 приведены коэффициенты структурного ослабления для некоторых пород.

Оценка исходных физико-механических характеристик пород, входящих в уравнения равновесия, зависит от степени их однородности и условий залегания в прибортовом массиве.

Для однородного массива исходными характеристиками являются средние арифметические значения показателей сопротивления сдвигу:

$$\bar{\tau} = \frac{\sum_{i=1}^N \tau_i}{N}, \quad \text{или} \quad \bar{C} = \frac{\sum_{i=1}^N C_i}{N}, \quad \text{или} \quad \bar{\varphi} = \arctg \frac{\sum_{i=1}^N \operatorname{tg} \varphi_i}{N}, \quad (4.2)$$

где $\bar{\tau}$, \bar{C} , $\bar{\varphi}$ — средние значения соответственно сопротивления сдвигу, сцепления и угла внутреннего трения; τ_i , C_i , φ_i — частные значения этих же показателей; N — количество частных значений. При этом резко отклоняющиеся значения, искажающие статистические характеристики, должны быть исключены.

Таблица 4.2

Коэффициенты структурного ослабления некоторых горных пород

Породы	Объемный вес γ , г/см ³	Угол внутреннего трения φ_0 , град.	Сцепление, МПа		Коэффициент структурного ослабления, λ
			в образце C_0	в массиве C_m	
Аргиллит слабый	1,95—2,30	17—33	< 0,5	0,20—0,25	0,40—0,50
Аргиллит крепкий	2,00—2,70	21—32	0,5—10,0	0,15—0,90	0,10—0,40
Алевролит слабый	1,93—2,50	24—34	0,5—2,0	0,13—0,52	0,13—0,52
Алевролит крепкий	2,19—2,62	26—35	10—25	0,02—0,05	0,02—0,05
Песчаник слабый	1,84—2,38	25—39	0,4—2,0	0,14—0,52	0,14—0,52
Песчаник крепкий	2,42—2,70	30—38	15—27	0,02—0,05	0,02—0,05
Известняк	2,50—2,67	32—36	0,6—35	0,02—0,08	0,02—0,08
Порфирит	2,60	36	29	0,02—0,09	0,02—0,09
Уголь каменный	1,27—1,42	26—36	0,5—15	0,05—0,07	0,05—0,07
Уголь бурый	1,15—1,50	23—37	0,5—20	0,10—0,19	0,10—0,19
Конгломерат	2,50—2,54	30—31	2,0—22	0,03—0,10	0,03—0,10
Диабаз	1,85—2,60	34—38	6,1—18,4	0,03—0,05	0,03—0,05
Кварцевый альбитофир	2,61—2,68	36—37	12—27,1	0,02—0,04	0,02—0,04
Диоритосиенит	2,76—2,87	35—36	11—17	0,03—0,05	0,03—0,05
Боксит	2,50—2,95	33—35	0,6—11	0,10—0,70	0,1—0,7
Гравелит	2,22—2,59	32—34	4—36	0,3—1,0	0,02—0,03
Гуф	2,32—2,50	30	16	0,5—0,8	0,04—0,05

В реальных условиях прибортовой массив представляет собой многослойную толщу с различными прочностными характеристиками слоев. Учитывая, что отдельный учет всех слоев пород за-

трудняет расчеты устойчивости, не повышая их точности, породы объединяют в отдельные инженерно-геологические комплексы, характеризующиеся сходством условий их образования, залегания и физико-механических свойств.

Объединение производится на основании сравнения паспортов прочности пород $\tau_i = f(\sigma_n)$ для смежных слоев по формуле:

$$A = \frac{\sqrt{\sum (\Delta \tau_i)^2}}{2 N \tau_{cp}} \cdot 100\%, \quad (4.3)$$

где $\Delta \tau_i$ — разность между ординатой графика сопротивления сдвигу слоя и ординатой кривой общего графика сопротивления сдвигу при данной нормальной нагрузке; N — число ступеней нагрузки; τ_{cp} — ордината средней кривой в точке, соответствующей среднему значению нормальных нагрузок, при которых производились испытания.

При расхождении между графиками сопротивления сдвигу A не более 5 % слои можно объединять в общий график, характеризующий единый инженерно-геологический комплекс.

Таким же образом A определяется, если прочность пород представлена двумя показателями C и φ :

$$A = \frac{\sqrt{\sum (\Delta C_i)^2}}{2 N C_{cp}} \cdot 100\%, \quad A = \frac{\sqrt{\sum (\Delta \operatorname{tg} \varphi_i)^2}}{2 N \operatorname{tg} \varphi_{cp}} \cdot 100\%, \quad (4.4)$$

где C_i — сцепление одного слоя; C_{cp} — усредненное сцепление, характеризующее инженерно-геологический комплекс пород; N — количество объединяемых слоев.

Для определения средних значений показателей прочности по всей наиболее напряженной поверхности скольжения (в частности, при использовании графиков прил. 1), после того как определены C и φ для всех комплексов пород, составляющих призму возможного обрушения, используют формулы:

$$C_{\text{cp}} = \frac{C_1 l_1 + C_2 l_2 + \dots + C_k l_k}{L}, \quad (4.5)$$

$$\text{tg } \varphi_{\text{cp}} = \frac{\text{tg } \varphi_1 \sigma_1 l_1 + \text{tg } \varphi_2 \sigma_2 l_2 + \dots + \text{tg } \varphi_k \sigma_k l_k}{\sum_{i=1}^N \sigma_i l_i}, \quad (4.6)$$

где l_1, l_2, \dots, l_k — длина отрезков вероятной поверхности скольжения, пересекающей выделенный комплекс пород; L — общая длина поверхности скольжения; $\sigma_1, \sigma_2, \dots, \sigma_k$ — средние величины нормальных напряжений по соответствующим отрезкам поверхности скольжения.

Следует обратить внимание, что взвешивание усредненной характеристики прочности пород производится по длине отрезков поверхности скольжения, так как удельный вес сопротивления сдвигу слоя пород зависит не только от его мощности, но и от положения его в откосе.

4.2. Выбор коэффициента запаса устойчивости

Ввиду значительной изменчивости (коэффициент вариации достигает 80 %), неполной изученности и необходимости учета всех факторов, влияющих на устойчивость горного массива, в показатели должен вводиться коэффициент запаса устойчивости n , представляющей собой отношение суммы всех удерживающих откос сил к сумме всех сдвигающих сил:

$$n = \frac{\text{tg } \varphi \sum N + C L + A}{\sum T_{\text{сдв}} + B}, \quad (4.7)$$

где $\text{tg } \varphi \sum N + C L$ — сумма сил трения и сцепления, удерживающих откос; A — другие силы, удерживающие откос;

$\sum T_{\text{сдв}}$ — сумма касательных сил, сдвигающих откос; B — другие силы, сдвигающие откос.

Величину коэффициента запаса устойчивости определяет ряд факторов, к числу которых можно отнести:

- надежность определения прочностных характеристик (пределы прочности, сцепление, угол внутреннего трения, деформационные показатели и др.), n_1 ;

- снижение расчетных характеристик с течением времени, n_2 ;

- погрешность определения структурных элементов, рассматриваемых блоков массива, а также элементов залегания неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления, n_3 ;

- влияние динамических нагрузок от буровзрывных работ и работы горно-транспортного оборудования, n_4 ;

- точность способа расчета устойчивости: целика, потолочины, откоса борта и др., n_5 ;

- погрешность определения средней величины объемного веса слагающих массив горных пород, n_6 ;

- неучтенные факторы, n_7 .

Коэффициент запаса устойчивости n является функцией от частных коэффициентов и при их независимости друг от друга может быть представлен в виде произведения

$$n = n_1 n_2 n_3 \dots n_7. \quad (4.8)$$

Коэффициент запаса вводится в средневзвешенные прочностные характеристики массива, устойчивость которого с коэффициентом запаса рассматривается как предельное равновесие с новыми характеристиками прочности, уменьшенными в n раз,

$$C_n = \frac{C_{\text{сп}}}{n}; \quad \varphi_n = \arctg \frac{\text{tg } \varphi_{\text{сп}}}{n}, \quad (4.9)$$

которые и являются расчетными.

Проведенная для различных условий оценка необходимого коэффициента запаса устойчивости показала, что в зависимости от надежности исходных данных и категории охраняемых сооружений, он изменяется, как правило, в пределах 1,1—1,5 [1].

Немаловажную роль при выборе коэффициента запаса играет наличие на земной поверхности в пределах призмы возможного обрушения охраняемых зданий и сооружений.

Таким образом, при возможности оценки перечисленных выше частных коэффициентов и в зависимости от категории охраняемого сооружения необходимый коэффициент запаса определяется в каждом конкретном случае.

Таблица 4.3

Рекомендуемые величины коэффициента запаса устойчивости в зависимости от надежности исходных геологических данных

Стадия освоения месторождения (степень надежности исходных данных)	<i>n</i>		Примечание
	Нерабочий борг (срок стояния более 10 лет)	Рабочий борг	
Проектирование (по данным бурения скважин и методом аналогий)	1,5	>1,4	При трещиноватых, тектонически нарушенных вмещающих породах
	1,3	>1,2	При слабых песчано-глинистых разностях
Эксплуатация (по данным изучения массива пород в обнажениях и анализу деформаций)	1,3	>1,2	—
Ликвидация (постановка борга в предельное положение по данным длительных инструментальных наблюдений за состоянием откосов)	1,2	>1,1	—

Величины коэффициента запаса в зависимости от стадии освоения месторождения и способа получения исходных характеристик, входящих в расчеты, могут быть приняты соответствующими приведенным в табл. 4.3.

Таблица 4.4

Прогнозируемые деформации прибортового массива

Коэффициент запаса устойчивости n	Состояние земной поверхности в пределах призмы возможного обрушения	Примечание
$> 1,3$	Прибортовой массив испытывает преимущественно упругие деформации, относительные горизонтальные деформации не превышают $1 \cdot 10^{-3}$	Величина деформаций находится в пределах точности маршейдерских измерений
$< 1,3 \div 1,2$	Появляются трещины, общие смещения поверхности прибортовых массивов при высоте борта более 100 м достигают 200—300 мм. Относительные горизонтальные деформации могут достигать $(2—5) \cdot 10^{-3}$	Смещения, затухающие во времени
$< 1,2 \div 1,1$	Появляются заколы, горизонтальные деформации могут достигать $30 \cdot 10^{-3}$, а общие величины смещений — 1,5—2 м	Деформации преимущественно затухают во времени

Примечание. При крутом залегании горных пород ($\beta > 50^\circ$) в слоистом массиве значительные деформации поверхности в пределах призмы возможного обрушения неизбежны и при $n > 1,3$, хотя общая устойчивость обеспечивается; смещения прибортового массива, предшествующие обрушению бортов глубоких разрезов, могут достигнуть весьма значительных величин порядка 5—10 м.

Обеспечение устойчивости бортов с различными коэффициентами запаса полностью не исключает деформирование прибортового массива, так как перераспределение напряжений при проведении выработок вызывает определенные деформации пород, но при этом они не достигают критических величин. Это необходимо учи-

тывать в тех случаях, когда в непосредственной близости от борта находятся охраняемые объекты высокой категории. Ориентировочные величины ожидаемых деформаций при различных коэффициентах запаса устойчивости приведены в табл. 4.4.

Для определения предельных параметров уступов величина коэффициента запаса устойчивости должна составлять не менее 1,5, так как в этом случае наиболее напряженная поверхность скольжения практически полностью располагается в зоне влияния процессов выветривания, разуплотнения и буровзрывных работ, проводимых в карьере.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Многолетний опыт эксплуатации карьеров и изучение геомеханических условий меднорудных месторождений позволили разработать методику исследований устойчивости бортов, проверить в промышленных условиях и внедрить технику и технологию, обеспечивающие работу карьеров в устойчивых контурах.

Основные результаты работы заключаются в следующем.

Оценку устойчивости карьерных откосов следует проводить теоретически обоснованным и проверенным в лабораторных и производственных условиях методом векторного сложения сил (многоугольника сил), учитывающего реакции между смежными блоками в призме возможного обрушения. При этом расчеты параметров устойчивости бортов карьеров и уступов целесообразно проводить по «Правилам...» [1] с учетом поправки $\Delta\alpha$ за граничные условия прямолинейных по простиранию откосов по графику и формулам, приведенным в настоящей работе. Совершенствование методов расчета устойчивости откосов должно проводиться по следующим направлениям:

- а) разработка методов оценки устойчивости бортов карьеров при крутом залегании поверхностей ослабления;
- б) совершенствование методов оценки состояния прибортовых массивов по наблюдаемым деформациям и прогноз их развития в реальных горно-геологических условиях;
- в) программное обеспечение решения задач устойчивости бортов карьеров и отвалов.

Основными расчетными характеристиками при оценке устойчивости откосов являются объемный вес (γ), угол внутреннего трения (φ), сцепление (C). Если первая из них достаточно надежно определяется при решении горнотехнических задач предприятия, то ее можно принимать по этим данным, что вполне обеспечивает необходимую точность для оценки устойчивости бортов карьеров. Определение механических характеристик (φ и C) устанавливается лабораторными и натурными исследования-

ми. Методика определения этих характеристик пород при одноосном сжатии достаточно надежна. При этом следует отметить целесообразность привлечения простейших методов испытаний (образцы неправильной формы и толчения) и показателей крепости (шкала проф. М. М. Протодяконова).

Для определения механических характеристик горного массива следует проводить испытания в объемном напряженном состоянии (стабилометры и метод косо́го среза).

Исследования механических характеристик целесообразно проводить в полевых условиях, что значительно сокращает затраты на их определение.

Угол внутреннего трения пород, установленный лабораторными испытаниями, правомерно распространять на горный массив, а также принимать его равным углу естественного откоса высоких отвалов и осыпей.

Определение сцепления трещиноватого горного массива рекомендуется определять обратными расчетами и по эмпирическим формулам. Наибольшее распространение получили формулы для определения сцепления массива, установленные по результатам лабораторных и натурных испытаний [1].

Все дальнейшие исследования прочности горного массива должны быть сосредоточены в определении его сцепления, как и уточнение связи механических характеристик, полученных при испытаниях в объемном напряженном состоянии и одноосном сжатии

Исследования института Унипромедь показали, что при принятых углах погашения (до 46°) нарушений общей устойчивости (как и крупных оползней) ожидать не следует, а возможны лишь локальные обрушения отдельных участков борта, сложенных рыхлыми или разрушенными скальными и полускальными породами. Практика работы карьеров в полной мере подтвердила это, а углы погашения бортов карьеров не достигли максимально допустимых значений и имеется реальный резерв их увеличения и, как следствие, сокращение объемов вскрыши или дальнейшее углубление карьера.

Однако препятствием этому является большое количество транспортных и предохранительных берм и недостаточно крутые углы откосов сгруппированных уступов в предельном контуре.

Первые в какой-то степени можно устранить за счет применения наклонных предохранительных берм, проектируемых параллельно трассе транспортной бермы.

Увеличение углов наклона уступов в предельном контуре можно достигнуть за счет применения специальной технологии отработки приконтурных лент и искусственного укрепления отдельных участков. Опыт применения указанных мероприятий на меднорудных карьерах имеется.

Вследствие особенностей строения меднорудных месторождений (неправильные формы рудных тел и наличие сопровождающих мелких оруденений) значительная часть рудных запасов остается в бортах и дне карьера (до 10 млн т). После отработки карьера по генеральному проекту обычно начинается и успешно осуществляется разработка законтурных руд по локальным проектам. Положительный опыт отработки законтурных руд имеется в ОАО «Уралмеханобр», по локальным проектам которого на карьерах вынимается до 5 млн т руды при объемах вскрыши, равных объему вынимаемых запасов. Однако не всегда удастся вынуть законтурные руды полностью, что обусловлено слабой теоретической базой при выемке и недостаточным вниманием к этому в генеральных проектах. В частности, в генеральном проекте отработки карьера следует хотя бы в общем виде предусматривать возможность выемки законтурных руд, оставляя, по возможности, пути доступа буровой и погрузочной техники к этим участкам, а не отправлять эти запасы заранее в потери полезного ископаемого.

Результаты научных исследований и опыт работы меднорудных карьеров позволяют считать, что на данном этапе возможны углы погашения бортов глубоких карьеров (более 300 м) до 60° при внедрении установленных практикой мероприятий. Основным при этом должно явиться изменение подхода к борту карьера в предельном контуре, который следует рассматривать

как инженерное сооружение, требующее при его оформлении внедрения технологии максимального сохранения природной прочности горного массива и закрепления отдельных участков, как это осуществляется при подземной отработке.

Обязательным элементом в работе карьеров должен быть мониторинг устойчивости их бортов, включающий:

- 1) оценку состояния устойчивости бортов и уступов не реже чем через каждые 30—40 метров, этапы увеличения глубины;
- 2) систематические наблюдения за состоянием устойчивости (и не всегда обязательно инструментальные);
- 3) анализ результатов этих исследований и наблюдений с прогнозом развития состояния устойчивости бортов по мере дальнейшего углубления карьера;
- 4) разработку и внедрение противодеформационных мероприятий.

Расчетными показателями при оценке устойчивости откосов являются физико-механические характеристики пород и коэффициент запаса.

Слабым «звеном» из физико-механических характеристик является сцепление, зависящее от структурного ослабления трещиноватого массива, каким является борт карьера. Трудно ожидать создание единой формулы для определения коэффициента структурного ослабления. Поэтому формулу Г. Л. Фисенко из «Правил...» следует принимать лишь на первом этапе до начала вскрытия месторождения. Далее по мере вскрытия коэффициент должен уточняться по результатам возникающих в бортах деформаций и обратными расчетами из фактического положения откосов, так как только они учитывают реальное состояние горного массива данного месторождения. Определяться он должен для всех литологических разностей пород по всем расчетным профилям.

По мере накопления этих данных будет уточняться расчетное значение сцепления горного массива, что позволит снизить

величину коэффициента запаса, который в первую очередь и главным образом зависит от исходных показателей прочности.

Таким образом, выбор расчетных показателей (физико-механических характеристик и коэффициента запаса) является первоочередной задачей в каждом конкретном случае оценки устойчивости откосов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах / Гос. НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела. Утв. Госгортехнадзором РФ 16.03.1998. СПб., 1998. 208 с.
2. Шмонин И. Б. Управление устойчивостью карьерных откосов в условиях прерывистой мерзлоты / Дисс. ... кандидата техн. наук СГИ МВССО РСФСР. Свердловск, 1990.
4. Туринцев Ю. И. Разработка, исследование и внедрение инженерных методов управления и способов контроля устойчивости бортов меднорудных карьеров / Дисс. ... доктора техн. наук. Л.: ЛГИ, 1975.
5. Соловьев А. А., Зобнин В. И. Схемы выемки законтурных запасов руды на карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2007. № 5.
6. А. С. 497407 (СССР). Способ отстройки нерабочего борта карьера. А. М. Галкин, П. Г. Симаков, Н. Е. Царьков, В. В. Ржевский, Г. Л. Фисенко, К. А. Долинин, А. Г. Сисин, Ю. И. Туринцев, Ю. М. Харитонов, Ю. И. Анистратов, С. И. Попов и И. И. Ермаков. Оpubл. в Б.И., 1975, № 48.
7. Временные методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии. «Унипромедь» М., 1989.
8. Быховец А. Н., Серый С. С., Фатеев Н. Т. и др. Прогноз деформаций и технологии закрепления неустойчивых участков при постановке бортов карьера в конечное положение // Горный журнал. 2007. № 9.
9. Епифанова М. В., Федоров С. А., Козырев А. А. и др. Инженерно-геологические аспекты проектирования глубокого карьера ковдорского ГОКа // Горный журнал. 2007. № 9.
10. Тагильцев С. Н. Проблемы линеаризации закона Кулона-Мора при расчетах НДС массивов горных пород // Материалы X межотраслевого координационного совета по проблемам

геодинамической безопасности: Сб. Екатеринбург, 1997. 212—217 с.

11. Кузнецов Г. Н., Ардашев К. А., Филатов Н. А. и др. Методы и средства решения задач горной геомеханики. М: Недра, 1987. 248 с.

12. Жабко А. В. Установление зависимости прочности горных пород при объемном и одноосном испытаниях // Известия УГГУ. Материалы Уральской горнопромышленной декады, 5—15 апреля 2004 г. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2004. С. 264—267.

13. Бахарева Г. П. Определение оптимальных контуров бортов карьеров по данным геологоразведочных и инженерногеологических работ для условий медноколчеданных месторождений / Дисс. кандидата технических наук СГИ МВССО РСФСР. Свердловск, 1972 г.

ПРИЛОЖЕНИЯ

(источник: Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. — Спб., 1998. — 208 с. ВНИМИ)

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ
УСТОЙЧИВЫХ БОРТОВ РАЗРЕЗОВ И УСТУПОВ
В ОДНОРОДНОМ МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД
(ПРИ ОТСУТСТВИИ НЕБЛАГОПРИЯТНО
ОРИЕНТИРОВАННЫХ ЕСТЕСТВЕННЫХ
ПОВЕРХНОСТЕЙ ОСЛАБЛЕНИЯ)**

Для указанных условий методом многоугольника сил произведены расчеты и построены графики зависимости между высотой плоского откоса H и его углом наклона α для различных углов трения φ и сцепления пород в массиве C (рисунки П.1.1—П.1.4), по которым можно оценить устойчивость борта с заданными параметрами или определить максимальные параметры борта при заданном коэффициенте запаса устойчивости.

Масштаб вертикальной оси графика определяется отношением $A/H=\gamma/C$, т. е. искомая высота борта по графику определяется из выражения: $H=AC/\gamma$.

Такие графики рассчитаны для различных условий обводнения откосов k :

$$k = \frac{H'}{H},$$

где H' — условная высота промежутка высачивания.

На рис. П.1.2—П.1.4 приведены указанные графики для k , равного 0,2; 0,5; 0,8.

Определение допустимых по условию устойчивости параметров плоского откоса для отличающейся от принятых к расчетам инженерно-геологических и гидрогеологических условий осуществляется последовательной линейной интерполяцией (экстраполяцией) численных значений безразмерного комплекса A или угла откоса α , определяемых по графикам (см. рис. П.1.1—П.1.4) для углов трения φ и условий обводнения k , близких по значению к расчетным.

Порядок определения допустимых параметров однородного плоского откоса по графикам П.1.1—П.1.4 рассмотрен на примерах.

Пример 1

Необходимо определить допустимую высоту борта с углом его наклона $\alpha=36^\circ$ при обводнении прибортового массива, характеризующегося $k=0,4$, и следующих исходных расчетных характеристиках:

$$\gamma = 2,1 \text{ т/м}^3; C = 18 \text{ т/м}^2; \varphi = 26^\circ.$$

По графикам, приведенным на рис. П.1.2 ($k_2=0,2$) и П.1.3 ($k_3=0,5$), определяется значение безразмерного комплекса A , соответствующего $\varphi=26^\circ$:

$$A_2 = 47; A_3 = 38,5.$$

Вычисляем среднее комплекса A , соответствующее условия обводнения $k=0,4$:

$$A_{2,3} = A_3 + \frac{A_2 - A_3}{k_2 - k_3} (k - k_3) = 3,8 + \frac{47 - 38,5}{0,2 - 0,5} (0,4 - 0,5) = 41,3.$$

Вычисляем искомую допустимую высоту откоса:

$$H = \frac{A_{2,3} C}{\gamma} = \frac{41,3 \times 18}{2,1} = 354 \text{ (м)}.$$

Пример 2

Определить допустимый угол наклона борта высотой $H=45$ м при условии обводнения прибортового массива $k=0,1$ и следующих исходных расчетных характеристиках: $\gamma = 2,0 \text{ т/м}^3$; $C = 6 \text{ т/м}^2$; $\varphi = 20^\circ$.

1. Вычисляем значения комплекса A , соответствующего исходным расчетным характеристикам:

$$A = \frac{\gamma H}{C} = \frac{2 \times 45}{6} = 15.$$

2. По графикам, приведенным на рис. П.1.1 ($k=0$) и П.1.2 ($k_2=0,2$), определяем значение допустимых углов наклона борта, соответствующих $\varphi=20^\circ$:

$$\alpha_1=48,4^\circ; \alpha_2=47,6^\circ.$$

Вычисляем искомое значение допустимого угла наклона борта:

$$\alpha = \alpha_1 + \frac{\alpha_1 - \alpha_2}{k - k_1} = 48,4 + \frac{48,4 - 47,6}{0 - 0,2} = 48(\text{град.}).$$

Для решения большого числа практических задач необходимо знать ширину призмы возможного обрушения a борта в целом или его участка.

С целью определения ширины a призмы возможного обрушения для большего диапазона изменения высоты H , угла его наклона α , угла внутреннего трения пород φ , слагающих откос, и условий его обводнения рассчитаны графики, приведенные на рисунках П.1.5—П.1.7. Последовательность операции определения ширины призмы возможного обрушения a по графикам рассмотрена на примере.

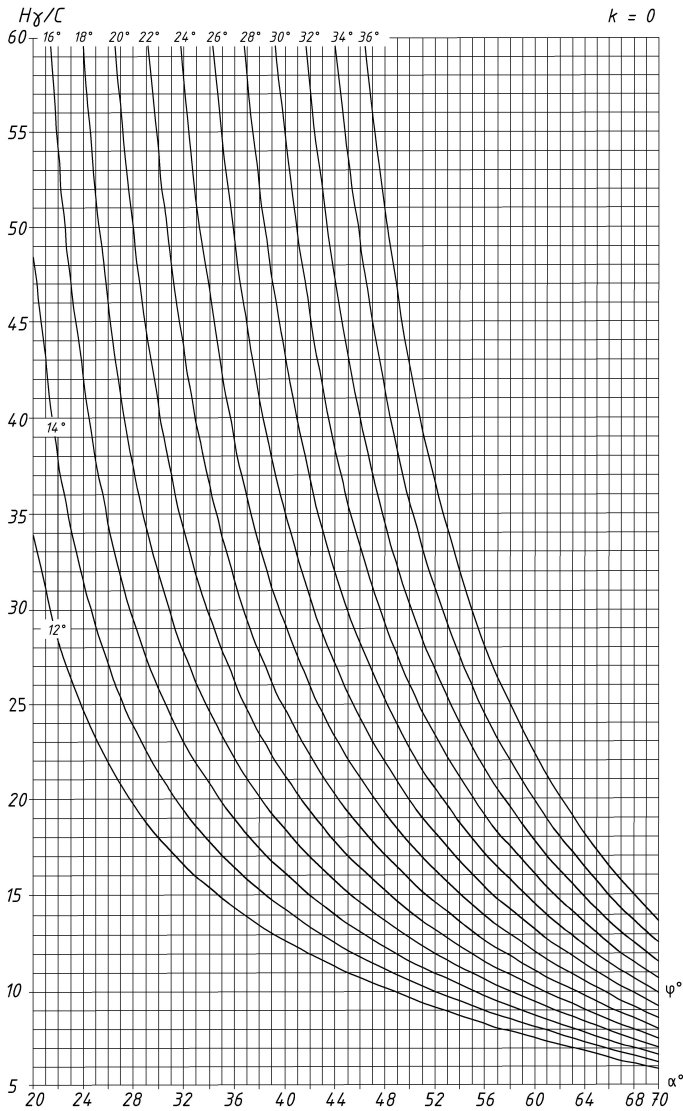


Рис. П.1.1. График зависимости высоты плоского откоса (H) от его угла наклона (α) для различных углов трения (ϕ) и сцепления (ψ) при коэффициенте обводнения $k = 0$

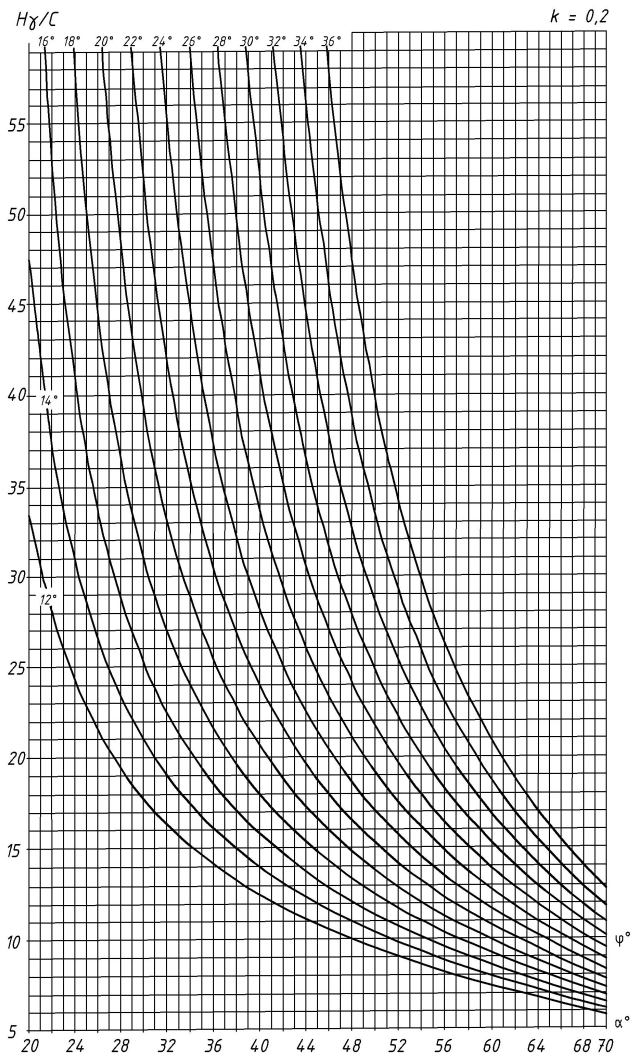


Рис. П.1.2. График зависимости высоты плоского откоса (H) от его угла наклона (α) для различных углов трения (ϕ) и сцепления (C) при коэффициенте обводнения $k = 0,2$

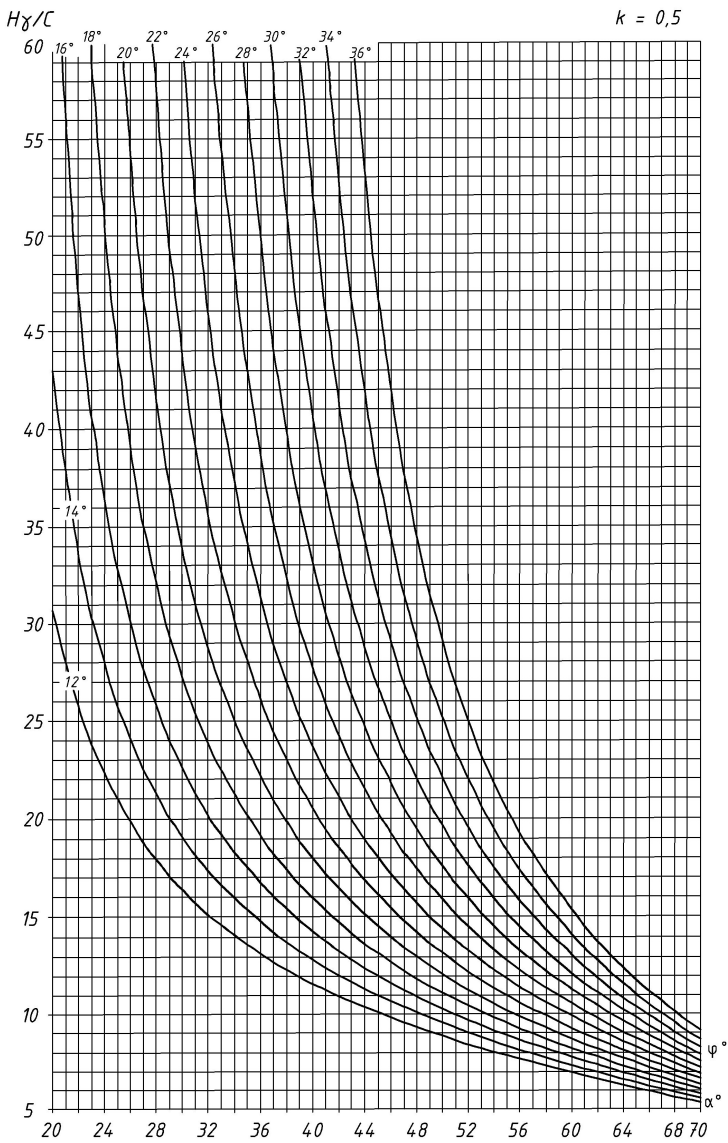


Рис. П.1.3. График зависимости высоты плоского откоса (H) от его угла наклона (α) для различных углов трения (ϕ) и сцепления (C) при коэффициенте обводнения $k = 0,5$

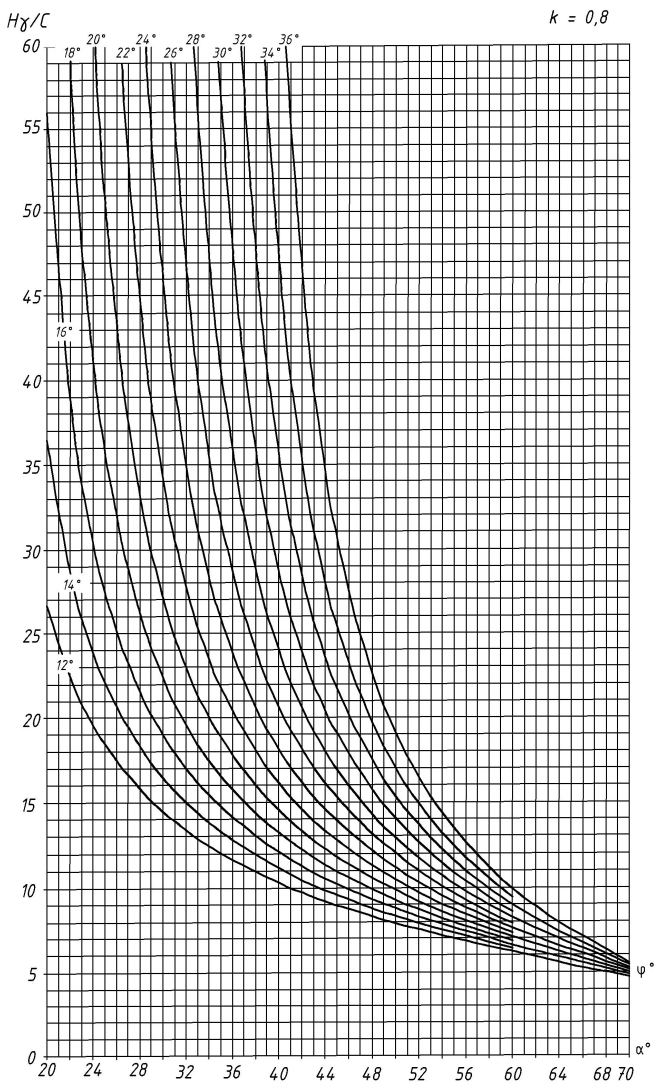


Рис. П.1.4. График зависимости высоты плоского откоса (H) от его угла наклона (α) для различных углов трения (ϕ) и сцепления (C) при коэффициенте обводнения $k = 0,8$

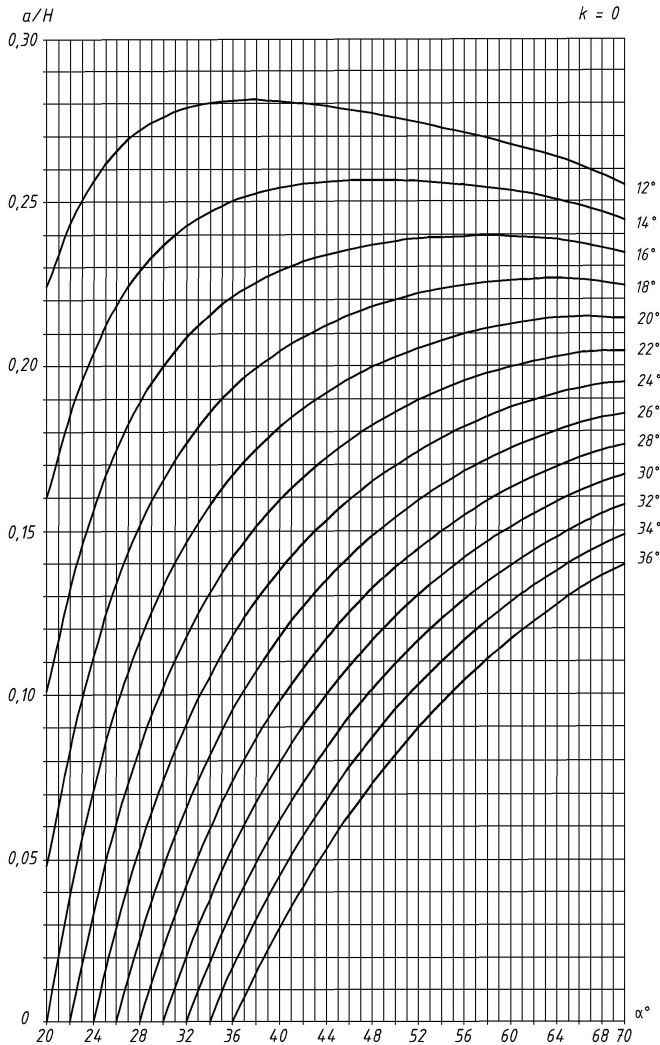


Рис. П.1.5. График зависимости ширины призмы возможного обрушения (a) от высоты борта (H), угла его наклона (α), угла внутреннего трения пород (ϕ) при коэффициенте обводнения $k = 0$

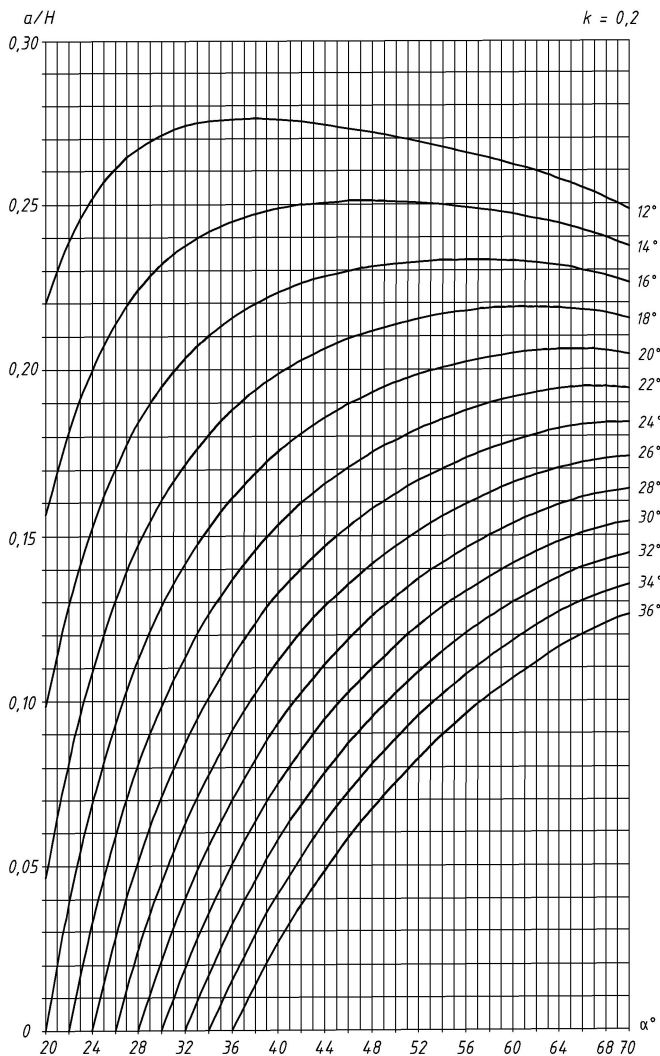


Рис. П.1.6. График зависимости ширины призмы возможного обрушения (a) от высоты борта (H), угла его наклона (α), угла внутреннего трения пород (ϕ) при коэффициенте обводнения $k = 0,5$

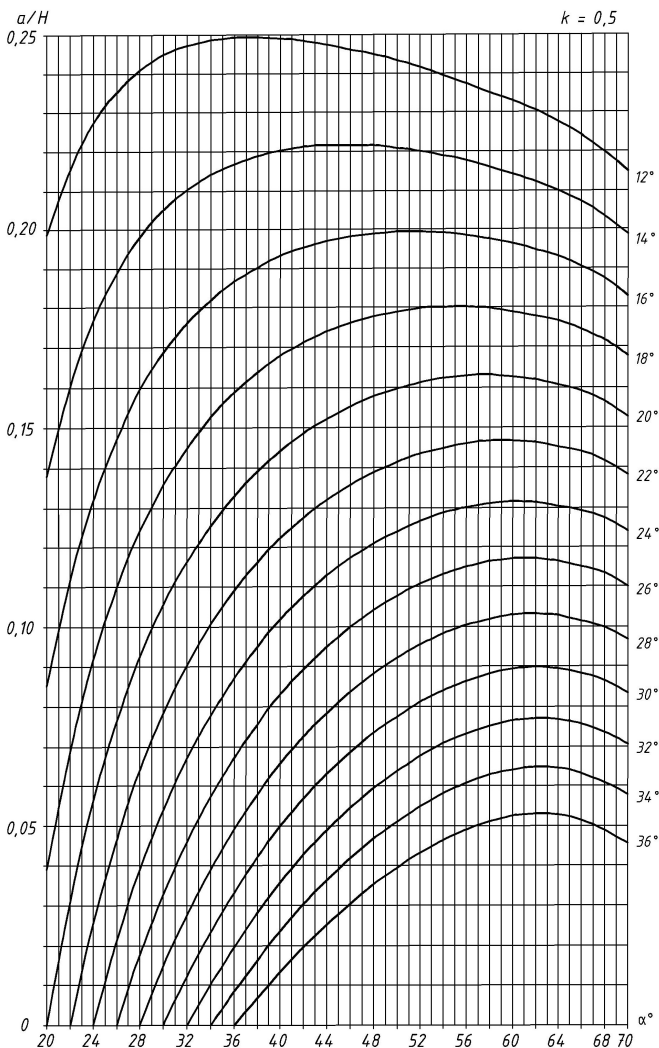


Рис. П.1.7. График зависимости ширины призмы возможного обрушения (a) от высоты борта (H), угла его наклона (α), угла внутреннего трения пород (ϕ) при коэффициенте обводнения $k = 0,8$

Пример 3

Необходимо определить a при высоте борта $H = 354$ м, угле наклона его $\alpha = 36^\circ$, коэффициенте обводнения $k=0,4$ и исходных расчетных характеристиках: $\gamma_n=2,1$ т/м³; $C=18$ т/м²; $\varphi=26^\circ$.

1. По графикам, приведенным на рис. П.1.6 ($k_6=0,2$) и П.1.7 ($k_7=0,5$), определяем значение отношения a/H , соответствующее углу внутреннего трения $\varphi=26^\circ$ и $\alpha=36^\circ$:

$$\left(\frac{a}{H}\right)_6 = 0,092, \quad \left(\frac{a}{H}\right)_7 = 0,067.$$

2. Вычисляем среднее значение комплекса a/H , соответствующее исходному коэффициенту обводнения $k=0,4$:

$$\begin{aligned} \left(\frac{a}{H}\right)_{6,7} &= \left(\frac{a}{H}\right)_7 + \frac{\left(\frac{a}{H}\right)_7 - \left(\frac{a}{H}\right)_6}{k_7 - k_6} (k - k_7) = \\ &= 0,067 + \frac{0,067 - 0,092}{0,5 - 0,2} (0,4 - 0,5) = 0,075. \end{aligned}$$

3. Определяем искомую ширину a призмы возможного обрушения:

$$a = H \left(\frac{a}{H}\right)_{6,7} = 354 \times 0,075 \approx 26,7 \text{ (м)}.$$

Источник: **Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах.** Л., 1977, с. 17 (М-во угольной пром-сти СССР. Всесоюз. науч.-исслед. ин-т горн. геомех. и маркшейд. дела)

Методические указания

**по обеспечению устойчивости откосов
и сейсмической безопасности
зданий и сооружений
при ведении взрывных работ
на карьерах**

ВВЕДЕНИЕ

В связи с увеличением глубины действующих и проектируемых карьеров вопросы устойчивости бортов превращаются в проблему большой экономической значимости. Одним из важнейших факторов, обуславливающих углы наклона бортов в скальных и полускальных породах, является степень нарушенности массива пород взрывными работами.

Взрыв зарядов при массовой отбойке производит не только полезную работу по дроблению горных пород, но также оказывает существенное вредное воздействие на окружающий массив. В пределах ближайшей зоны происходит нарушение структуры массива: плотно сомкнутые естественные трещины раскрываются, различного рода поверхности ослабления, имевшие первоначально некоторую связность, утрачивают ее; происходит смещение структурных блоков относительно друг друга. В результате этих явлений прочность скального массива и устойчивость откосов в нем существенно снижаются. Кроме того, нарушенный массив подвергается более интенсивному выветриванию, что приводит к дальнейшему снижению устойчивости откосов.

Обрушение уступа или осыпание его верхней бровки уменьшает ширину предохранительных берм, создает небезопасные условия труда, а в случае обрушения транспортной бермы может привести к длительной остановке всего предприятия.

В более удаленных от взрыва зонах нарушение структуры массива и остаточные деформации в нем не возникают, колебания имеют упругий характер, однако, они способны вызвать повреждение зданий, сооружений, нарушить устойчивость откосов.

Современная техника буровзрывных работ позволяет обеспечить необходимую устойчивость уступов при постановке их в предельное положение, а также снизить сейсмический эффект до безопасного уровня.

1. Обеспечение устойчивости уступов и бортов карьеров

1.1. Взрыв скважинных зарядов вызывает деформации уступа, главным образом, в поверхностной зоне (рис. П.2.1). Ширина этой зоны в нижней части уступа может составлять 10—12 диаметров заряда, а по поверхности 40—50 м.

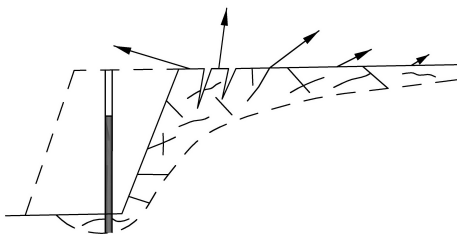


Рис. П.2.1. Нарушение структуры пород при взрыве и направление смещений точек поверхности уступа

В пределах деформированной зоны происходит раскрытие естественных трещин, а на расстоянии до 20 м от бровки уступа образуются трещины заколов. В глубину нарушения развиваются на 5—7 диаметров заряда ниже его дна.

Подвижки точек поверхности уступа обычно направлены назад и вверх, а в зоне около верхней бровки уступа, отделенной от массива трещинами заколов, смещения направлены в сторону выработанного пространства. Амплитуда подвижек на верхней бровке уступа достигает 500—800 мм.

1.2. Ориентировка основной системы трещин оказывает существенное влияние на характер развития деформаций в уступе. Так, при наличии системы вертикальных или крутопадающих трещин происходит их раскрытие, а смещения точек поверхности массива могут быть направлены в сторону выработанного пространства. При этом трещины заколов могут наблюдаться на расстоянии до 20 м от бровки уступа.

Наличие горизонтальной системы трещин приводит к преимущественно вертикальным подвижкам массива пород в уступе.

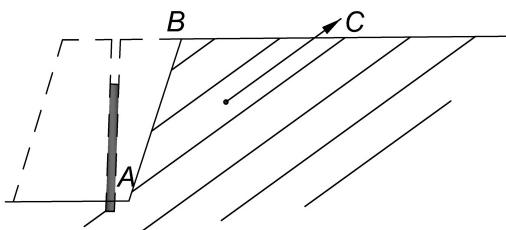


Рис. П.2.2. Деформирование уступа при наличии наклонных подрезаемых трещин

Если в уступе имеются трещины, падающие в сторону выработанного пространства, то деформации развиваются преимущественно в виде сдвигов по этим трещинам. Сдвиг по поверхности *AC* (рис. П.2.2) приводит к частичной или полной утрате сцепления в этой плоскости, так как имевшиеся в естественном состоянии связи разрушаются, шероховатости на поверхностях трещин выходят из взаимного зацепления.

Если угол падения трещин в этом случае превышает $32\text{—}36^\circ$, то сразу же после взрыва возможно обрушение призмы *ABC*.

Наличие в уступе трещин, имеющих падение в сторону выработанного пространства и подрезаемых откосом уступа, является наиболее неблагоприятным вариантом трещиноватости для устойчивости уступа.

1.3. Повышение устойчивости уступов может быть достигнуто путем применения: а) диагональных схем короткозамедленного взрыва (КЗВ); б) наклонных зарядов для отбойки пород; в) контурного взрыва.

1.4. Применение диагональных схем короткозамедленного взрыва (рис. П.2.3) сокращает ширину зоны остаточных деформаций в верхней части уступа в $1,5\text{—}2$ раза по сравнению с порядным взрыванием.

При подходе горных бот к предельному контуру уступа на расстояние ближе $30\text{—}40$ м независимо от выбранного способа заоткоски должно применяться не более чем двухрядное расположение зарядов с диагональной схемой КЗВ.

1.5. Применение для отбойки пород наклонных зарядов с углом наклона $60\text{—}75^\circ$ к горизонту позволяет резко сократить ширину нарушенной зоны (рис. П.2.4); поверхность откоса при этом остается нарушенной на глубину $10\text{—}12$ диаметров заряда.

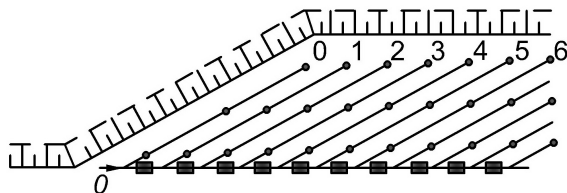
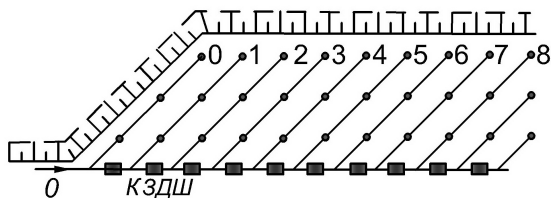


Рис. П.2.3. Диагональные схемы короткозамедленного взрывания:

0—8 — номера ступеней замедления

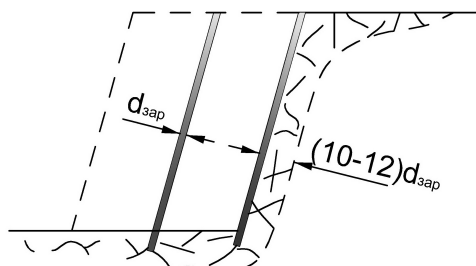


Рис. П.2.4. Заоткоска уступа наклонными скважинными зарядами

В крупноблочных слабовыветривающихся породах выше средней крепости ($f > 10$) и при отсутствии трещин, имеющих падение в сторону выработанного пространства, отбойка приконтурной ленты наклонными зарядами является достаточной мерой для обеспечения длительной устойчивости уступов.

Одновременно применение наклонных зарядов позволяет в 1,5—2 раза уменьшить величину перебура, что сокращает разрушение нижележащего слоя.

Расчет параметров сетки наклонных скважин следует производить по удельному расходу ВВ в данных породах. Длина забойки в верхней части скважин составляет не менее 15—20 диаметров скважины.

1.6. Применение диагональных схем короткозамедленного взрывания и наклонных скважин не требует специальных дополнительных затрат. Эти методы также весьма эффективны в повышении качества отбойки и дробления пород могут быть рекомендованы как постоянные методы ведения буровзрывных работ.

1.7. Наиболее эффективным способом повышения устойчивости уступов является контурное взрывание.

Основа техники контурного взрывания заключается в следующем. По проектному контуру выработки пробуривают ряд сближенных скважин. Скважины заряжают ослабленными зарядами ВВ; при этом между зарядом и стенкой скважины существует значительный воздушный зазор, который может быть заполнен сыпучей забойкой. Наличие воздушного зазора или достаточно пористой забойки приводит к тому, что действие взрыва заряда даже бризантного ВВ приближается к действию метательного ВВ. При таких условиях взрыва вокруг заряда не возникает зоны раздавливания и многочисленных радиальных трещин, а развивается преимущественно одна трещина в плоскости, проходящей через оси скважин. Вдоль ряда контурных зарядов образуется ровная устойчивая стенка с видимыми следами скважин.

1.8. Заряды для контурного взрывания могут приготавливаться в виде гирлянд из патронов ВВ диаметром от 30 до 90 мм, привязанных к прочной веревке. Вдоль гирлянды прокладывают две нитки ДШ. Возможно приготовление зарядов в виде длинных тканевых мешков диаметром 60—80 мм, заполненных ВВ.

Верхнюю часть скважин на высоту, примерно равную расстоянию между скважинами в ряду, заполняют забойкой. Пространство между зарядом и стенкой скважины можно оставлять незаполненным; удобнее, однако, заполнять его сыпучей забойкой после опускания заряда, так как в первом случае заряд будет находиться на весу и может случайно опуститься.

Перебур контурных скважин следует принимать порядка 0,5 м.

В табл. П.2.1 приведены ориентировочные параметры контурных зарядов в породах различной крепости по шкале профессора М. М. Протодьяконова и при различном расстоянии между скважинами контурного ряда.

Оптимальный диаметр скважин контурного ряда находится в пределах 100—150 мм. Возможно использование скважин и большего диаметра.

Таблица П.2.1

Ориентировочные параметры контурных зарядов

Коэффициент крепости породы (f)	Удельный расход ВВ* при отбойке, кг/м ³	Масса заряда на 1 п. м скважины (кг) в зависимости от расстояния между контурными скважинами		
		1 м	1,5 м	2 м
16—20	0,8—1	1,5	2	3,0
10—12	0,5—0,6	1,0	1,5	2,0
6—8	0,3—0,4	0,8	1,2	1,5

* Удельный расход ВВ при технологическом взрывании является косвенной характеристикой прочности пород.

1.9. Расстояние между контурными зарядами в ряду определяет чистоту образуемой поверхности отрыва. Средняя высота неровностей составляет ~ 10 % от расстояния между скважинами.

Вполне удовлетворительные для открытых горных работ результаты достигаются при расстоянии между контурными зарядами 1,5—2 м. Увеличение расстояния свыше 2 м при соответствующем увеличении контурных зарядов приводит к появлению заметных деформаций массива от взрыва самих контурных зарядов.

1.10. Возможны два способа взрывания зарядов контурного ряда: а) до взрывания основных зарядов дробления в приконтурной ленте (метод предварительного щелеобразования); б) после отбойки приконтурной ленты («гладкое взрывание»).

1.11. Метод предварительного щелеобразования является наиболее эффективным способом заоткоски уступа. Контурные заряды при этом способе взрывают в ненарушенном массиве, пока горные работы находятся от своего предельного положения на расстоянии не менее 15—20 м.

После взрыва контурных зарядов в массиве образуется узкая щель, которая значительно ослабляет взрывную волну от основных зарядов дробления, устраняет образование заколов и практически полностью исключает деформации массива пород за щелью.

1.12. Расстояние между рядом скважин отрезной щели и зарядами дробления должно быть не менее 8—10 диаметров заряда дробления.

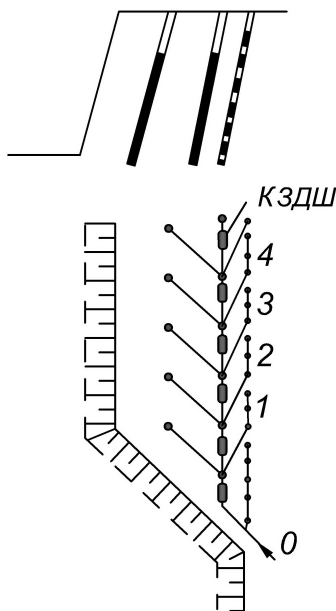


Рис. П.2.5. Одновременное взрывание зарядов дробления и отрезной щели

1.13. Взрывание зарядов отрезной щели можно производить предварительно, до бурения скважин для основных зарядов дробления.

Возможно также одновременное взрывание зарядов отрезной щели с основными зарядами по схеме, изображенной на рис. П.2.5. «Опережение» взрыва зарядов отрезной щели по отношению к моменту взрыва противолежащих им основных зарядов дробления должно находиться при этом в пределах 50—70 мс. При меньших интервалах возможно проникновение трещин за отрезную щель, а при больших — повреждение основных зарядов взрывом зарядов отрезной щели.

При любой последовательности взрывания основных и контурных зарядов отработка приконтурной ленты шириной 30—40 м должна производиться с использованием не более чем двухрядных взрывов и по диагональной схеме КЗВ.

1.14. При проходке разрезной траншеи по предельному контуру заряды отрезной щели можно взрывать предварительно или с опережением на 35—70 мс по отношению к зарядам дробления (рис. П.2.6)

1.15. Если на предельном контуре производится сдваивание или страивание рабочих уступов, то отрезную щель можно формировать сразу на полную высоту уступа предельного контура (рис. П.2.7).

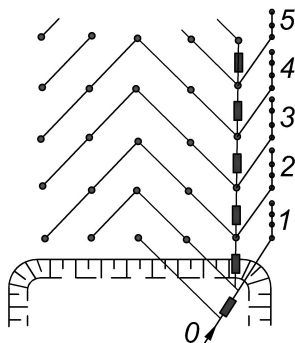


Рис. П.2.6. Схема взрывания при проходке траншеи

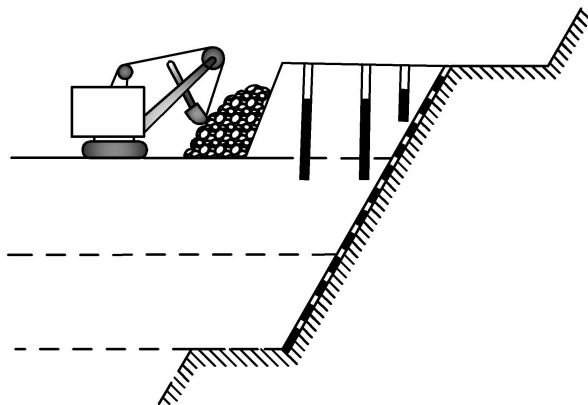


Рис. П.2.7. Заоткоска высокого уступа

Отработку нижнего слоя вблизи проектного контура в целях сохранения структуры пород в кровле нижележащего уступа целесообразно вести наклонными зарядами, либо уменьшать перебур до 0,5—

1 м. Взрыв контурного ряда и приконтурный взрыв верхнего слоя могут быть произведены раздельно или совместно в соответствии с п. 1.13.

В слаботрещинчатых породах при постановке в предельное положение высоких (сдвоенных или строенных) уступов отрезную щель можно создать лишь в верхней половине уступа.

1.16. Контурные заряды при гладком взрывании отделяют с поверхности откоса уступа наиболее разрушенный слой и формируют более устойчивую поверхность (рис. П.2.8). Удовлетворительные результаты достигаются при расстоянии между скважинами контурного ряда 2—3 м. Добиваться высокой чистоты поверхности при данном способе заоткоски путем сближения скважин контурного ряда в условиях открытых горных работ не имеет смысла, поскольку трещины и деформации, существующие за контурным рядом от взрыва основных зарядов дробления, не могут быть уменьшены путем изменения параметров контурных зарядов.

Бурение контурных скважин и взрывание контурных зарядов в данном случае можно производить после взрывания основных зарядов. Взрывание контурных зарядов можно производить также с замедлением в 50—70 мс по отношению к основному взрыву.

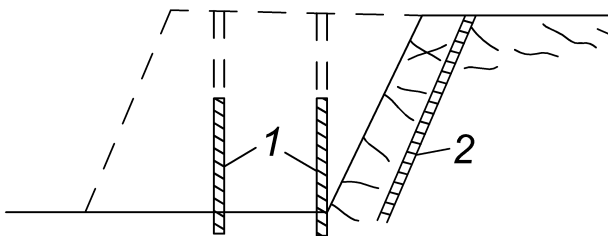


Рис. П.2.8. Заоткоска методом гладкого взрывания:

1 — заряды дробления; 2 — контурный заряд

Данный способ контурного взрывания менее эффективен в отношении повышения устойчивости уступов по сравнению с методом предварительного щелеобразования. Он может быть рекомендован лишь в тех случаях, когда применение метода предварительного щелеобразования невозможно по каким-либо причинам.

1.17. Заоткоска уступов с помощью контурного взрывания позволяет на 5—15° и более увеличить их угол откоса по сравнению с угла-

ми откосов, получающимися при обычной технологии буровзрывных работ, а также обеспечивает длительную устойчивость уступов.

Рекомендуемые углы заоткоски при постановке уступов в предельное положение с применением контурного взрывания приведены в табл. П.2.2.

1.18. Контурное взрывание повышает устойчивость откосов и при наличии в них подрезаемых трещин, имеющих падение в сторону откоса.

Таблица П.2.2

Рекомендуемые углы заоткоски

Породы	Угол откоса уступа (градус) со сроком службы	
	до 5 лет	более 5 лет
Крепкие крупноблочные	65—75	60—70
Мелкоблочные и средней выветриваемости	55—65	50—60
Сильновыветривающиеся (сланцы, алевролиты, альбитофиты, дробленый материал тектонических разломов)	50—60	45—50

С его помощью можно обеспечить устойчивость уступов при углах падения закрытых трещин с шероховатыми контактами до 45° , а открытых трещин с песчано-глинистым заполнителем до 25° .

При более крутом падении заоткоску следует производить по контактам. Простейший способ заоткоски по контакту приведен на (рис. П.2.9).

1.19. Целесообразность применения контурного взрывания для повышения устойчивости и увеличения угла откоса уступов определяется экономическим расчетом.

В случае обрушения (самопроизвольное выполаживание) незаоткошенного уступа для восстановления первоначальной ширины бермы необходимо произвести разноску вышележащего уступа. По мере углубления карьера обрушение одного из нижних уступов требует для восстановления необходимой ширины бермы разноса всех выше-

расположенных уступов, т. е. разноса всего борта и извлечения большого объема породы. (Положение значительно осложняется, если в зону разноса попадают какие-либо сооружения или транспортные коммуникации).

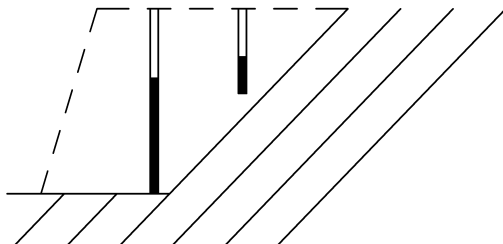


Рис. П.2.9. Заоткоска уступа по наклонной трещине вертикальными зарядами

Специальные меры по повышению устойчивости уступа целесообразны в том случае, если их стоимость меньше стоимости извлечения лишних объемов пород при выполаживании борта.

Как правило, применение контурного взрывания экономически оправдано с глубины 10—20 м, т. е. со второго (сверху) уступа.

1.20. В проектах горных работ должны приводиться паспорта заоткоски уступов, определяющие способы ведения взрывных работ при подходе к предельному контуру, методы заоткоски, углы откоса, а также мероприятия (в случае необходимости) по искусственному укреплению уступов.

2. Обеспечение сейсмической безопасности

2.1. Интенсивность сейсмического воздействия взрывов характеризуется скоростью колебаний частиц грунта при прохождении сейсмических волн.

За пределами ближней зоны (дробления и трещинообразования) зависимость скорости (см/с) колебаний грунта от величины заглубленного заряда и расстояния до места взрыва выражается формулой:

$$v = K \sqrt{Q/r^3}, \quad (\text{П.2.1})$$

где Q — масса одновременно (мгновенно) взрываемых зарядов, кг; r — расстояние до места взрыва, м; K — коэффициент, зависящий от грунтовых условий в основании сооружений.

2.2. При оценке сейсмического действия однократного или аварийного взрыва следует ориентироваться на средние значения коэффициента K , при многократно повторяющихся взрывах в расчет необходимо закладывать максимальные значения (табл. П.2.3).

Таблица П.2.3

Средние значения коэффициента K

Грунтовые условия	Значение K	
	среднее	максимальное
Скальные и полускальные породы, плотные необводненные грунты мощностью до 5—10 м	200	300
Необводненные и слабо обводненные песчано-глинистые грунты мощностью более 10 м	300	450
Рыхлые обводненные и насыпные грунты	450	600

2.3. Выбор допустимой скорости колебаний определяется устойчивостью конструкции (прочностью элементов и узлов) и назначением охраняемого сооружения. Допустимую скорость устанавливают по такому принципу: плановые промышленные взрывы не должны вызывать повреждений, влекущих за собой необходимость ремонта по техническим или эстетическим соображениям; при аварийном воздействии (взрыв склада ВВ и т. п.) возможные повреждения не должны представлять опасности для жизни и здоровья людей.

2.4. В табл. П.2.4 приведены допустимые значения скоростей колебаний для отдельных типов объектов.

2.5. Если горнотехнические условия предприятия позволяют снижать уровень сейсмозрывных колебаний без удорожания производства, то следует ориентироваться на минимальные значения допустимой скорости колебаний, поскольку при этом уменьшается психологическое воздействие на население.

Допустимые значения скоростей колебаний для отдельных типов объектов

Сооружения	Допустимые скорости колебаний (см/с) при взрывах	
	плановых	аварий
Лечебные стационары	0,8	3
Крупнопанельные жилые здания; детские учреждения, поликлиники	1,5	3
Жилые и общественные здания всех типов, кроме крупнопанельных; административно-бытовые и промышленные здания, имеющие деформации; котельные; высокие кирпичные трубы	3	6
Административно-бытовые и промышленные здания; высокие железобетонные трубы; железнодорожные и гидротехнические тоннели; транспортные эстакады, водонасыщенные песчаные откосы	6	12
Одноэтажные каркасные промышленные здания; металлические и монолитные железобетонные сооружения; откосы малосвязных пород, входящие в состав ответственных сооружений	12	24

Следует избегать производства взрывов в ночные или ранние утренние часы, так как чувствительность человека, находящегося в состоянии покоя, повышена.

2.6. Определение сейсмобезопасных параметров взрывных работ (допустимой массы зарядов при заданном расстоянии до объекта, либо безопасного расстояния при заданной массе зарядов) может быть произведено с помощью формулы (П.2.1) или по номограмме (рис. П.2.10), построенной по формуле (П.2.1).

Примечание. Для полууглубленных складов ВВ безопасные расстояния определенные по номограмме или с помощью формулы (П.2.1), могут быть уменьшены в 2 раза. При взрыве на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

Масса заряда $Q, т$

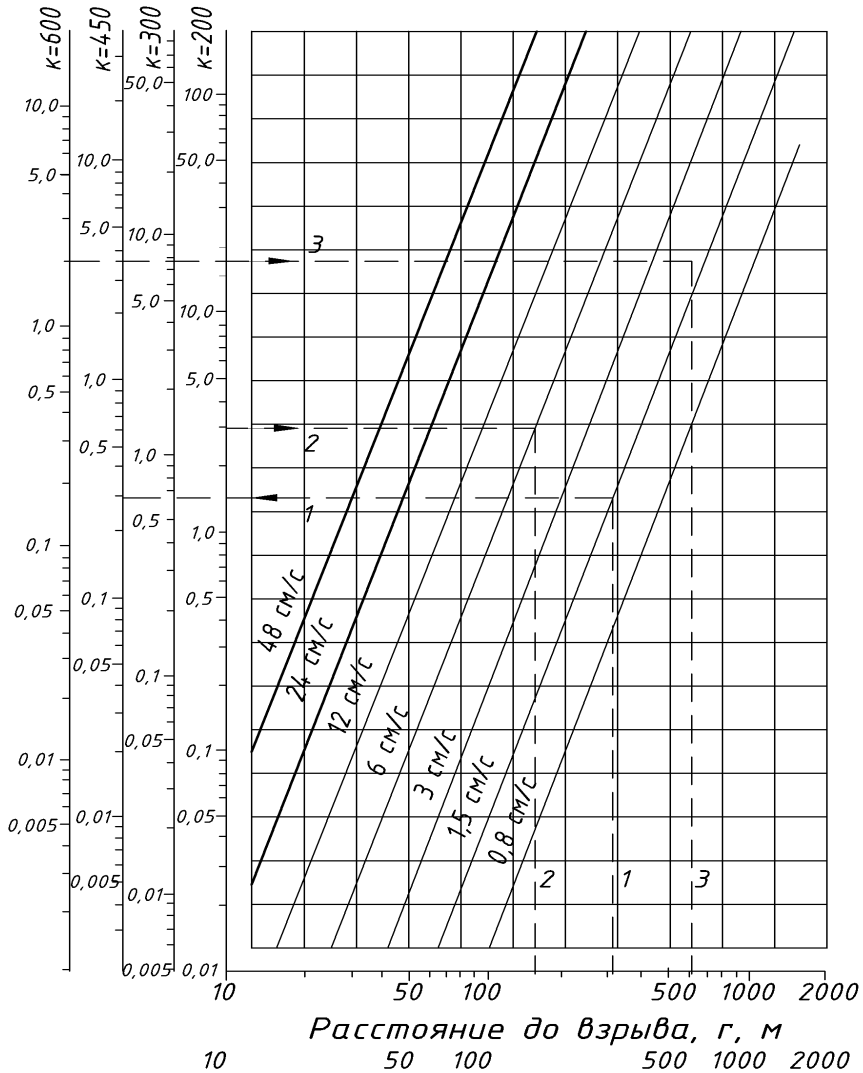


Рис. П.2.10. Номограмма для определения сейсмобезопасных параметров взрывных работ:

- 1 — определение Q по заданным r, V и K ; 2 — определение r по заданным Q, V и K ; 3 — определение V по заданным Q, r и K

2.7. При мгновенном взрывании группы зарядов, когда расстояния от отдельных зарядов до охраняемого объекта отличаются более чем на 20 %, сейсмобезопасные параметры выбирают в следующем порядке:

а) По номограмме (рис. П.2.10) определяют допустимую величину заряда Q , расположенного на расстоянии r_δ (м) от охраняемого объекта.

б) Определяют массу приведенного заряда \bar{Q} (кг), сейсмическое действие которого эквивалентно действию группы зарядов:

$$\bar{Q} = \sum_{i=1}^N Q_i \left(\frac{r_\delta}{r_i} \right)^3,$$

где n — общее количество зарядов; Q — масса i -го заряда; r_δ — расстояние от охраняемого объекта до ближайшего заряда, м; r_i — расстояние от охраняемого объекта до i -го заряда, м.

в) Масса приведенного заряда \bar{Q} не должна превышать допустимой величины Q .

Если $\bar{Q} > Q$, следует уменьшить количество или массу зарядов в группе и повторить расчет с пункта а).

2.8. Сейсмический эффект короткозамедленного взрыва при достаточной величине интервалов замедления эквивалентен действию мгновенного взрыва зарядов одной ступени КЗВ.

Общая масса зарядов во всех ступенях замедления при этом не определяет интенсивности сейсмических колебаний и на нее ограничения не накладываются.

2.9. Интервал замедления (мс), достаточный для получения минимального сейсмического эффекта, может быть определен по формуле:

$$T = 2W \sqrt{\gamma/q}, \quad (\text{П.2.3})$$

где W — расчетная величина ЛНС, м; γ — плотность взрываемых пород, т/м³; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Практически следует принимать ближайший больший интервал КЗВ, создаваемый серийно выпускаемыми средствами взрывания: электродетонаторами короткозамедленного действия или пиротехническими замедлителями КЗДШ.

Примечания.

1. Замедлители КЗДШ позволяют производить взрывы с практически неограниченным числом ступеней замедления.

2. Если фактический интервал замедления T_{ϕ} принимается меньшим, чем величина T , определяемая формулой (П.2.3), то вес заряда одной ступени замедления должен быть снижен до величины

$$Q_{\phi} = Q(T_{\phi}/T),$$

где Q — допустимый вес заряда одной ступени, установленный по номограмме (рис. П.2.10).

2.10. Вопросы обеспечения сейсмической безопасности ветхих и уникальных сооружений (исторических и архитектурных памятников, высоких башен, производственных помещений с прецизионными технологическими процессами и т. п.) решаются специалистами.

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА СЕЙСМОБЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Пример 1. У с л о в и я . Взрывные работы в карьере ведутся на расстоянии 300 м от поселка, застроенного кирпичными и крупнопанельными зданиями. Грунт под поселком представлен 20-метровой толщиной плотных суглинков, слабо обводненных. Взрываема порода — известняк с плотностью 2,5; удельный расход ВВ при отбойке 0,4 кг/м³. Требуется выбрать сейсмобезопасные параметры БВР.

Р а с ч е т . Наиболее слабыми конструкциями являются крупнопанельные здания. Допустимая скорость колебания для них составляет 1,5 см/с (табл. П.2.4).

Коэффициент грунтовых условий выбирается по табл. П.2.3 для многократно повторяющихся взрывов: $K=450$.

Из точки, соответствующей расстоянию 300 м на горизонтальной оси номограммы (рис. П.2.10), проводится вертикальная линия 1 до

пересечения, с наклонной линией графика, соответствующей допустимой скорости колебаний 1,5 см/с.

Из точки пересечения проводится горизонтальная линия, и по вертикальной шкале массы зарядов, соответствующей $K=450$, отсчитывается допустимая масса мгновенно взрываемых зарядов или зарядов одной ступени замедления при короткозамедленном взрывании: $Q=290$ кг.

Возможным способом ведения взрывных работ в данном случае является трехрядное расположение скважинных зарядов диаметром 100 мм по сетке 4х4 мс массой заряда в скважине 95 кг.

Интервал КЗВ (мс) по формуле (П.2.2) равен:

$$T = 2 \times 4 \sqrt{\frac{2,5}{0,4}} = 20.$$

В качестве средства замедления принимается реле КЗДШ с величиной замедления 20 мс. Общее количество и масса зарядов в блоке не ограничивается. Схему взрывания см. на рис. П.2.3.

Пример 2. У с л о в и я . Планируется однократный взрыв 3 т ВВ на территории промплощадки. Грунт скальный. Требуется определить радиус зоны, за пределами которой интенсивность колебаний будет ниже 6 см/с.

Р а с ч е т . По табл. 3 коэффициент $K = 200$. По номограмме (см. рис. П.2.10), двигаясь по стрелке 2, определяем радиус зоны ~ 160 м.

Пример 3. У с л о в и я . Масса зарядов одной ступени на карьере равна 2 т. Охраняемый объект расположен на расстоянии 600 м на насыпном грунте. Определить ожидаемую скорость колебаний грунта в основании объекта.

Р а с ч е т . По табл. П.2.3 коэффициент $K = 600$. Двигаясь по стрелкам 3, по номограмме (см. рис. 10) определяем ожидаемую скорость $\sim 1,9$ см/с.

Пример 4. У с л о в и я . Планируется однократное мгновенное взрывание 10 скважинных зарядов массой по 100 кг, расположенных на расстоянии 100, 105, 110, 115, 120, 125, 130, 135, 140 и 145 м от механического цеха. Здание цеха находится на слабо обводненном песчано-глинистом грунте.

Требуется оценить допустимость взрыва по сейсмическим условиям.

Р а с ч е т . Допустимая скорость колебаний для цеха 6 см/с (по табл. П.2.4). Коэффициент грунтовых условий $K=300$ (по табл. П.2.3). $r_{\delta} = 100$ м. Допустимая величина заряда (по номограмме) $Q=400$ кг.

Величина приведенного заряда планируемого взрыва:

$$\bar{Q} = 100 \left(\frac{100}{100} \right)^3 + 100 \left(\frac{100}{105} \right)^3 + \dots + \left(\frac{100}{145} \right)^3 = 590 \text{ кг.}$$

$$\bar{Q} > Q.$$

Планируемый взрыв не обеспечивает сейсмической безопасности цеха.

Юрий Иванович Туринцев
Павел Викторович Кольцов
Андрей Викторович Жабко

МЕТОДИЧЕСКОЕ РУКОВОДСТВО
ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ МАКСИМАЛЬНЫХ УГЛОВ
ПОГАШЕНИЯ БОРТОВ МЕДНОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Редактор изд-ва *С. Ф. Правдин*
Корректурa, дизайн обложки *И. П. Антонова*
Компьютерная вёрстка *С. Ф. Правдина*

Подписано в печать 05.07.2010 г.
Бумага писчая. Формат бумаги 60×84 1/16.
Печ. л. 6,6. Уч.-изд. л. 3,1. Тираж 300. Заказ

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ