

В.Н. Попов
П.С. Шпаков
Ю.Л. Юнаков

УПРАВЛЕНИЕ
УСТОЙЧИВОСТЬЮ
КАРЬЕРНЫХ
ОТКОСОВ



РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

А.В. КОРЧАК

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

В.Л. ПЕТРОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

президент МГГУ,
чл.-корр. РАН

директор
Издательства МГГУ

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик МАН ВШ

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

В.Н. Попов
П.С. Шпаков
Ю.Л. Юнаков

УПРАВЛЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Допущено Учебно-методическим объединением
вузов Российской Федерации по образованию
в области горного дела в качестве учебника
для студентов вузов, обучающихся
по специальности «Маркишайдерское дело»
направления подготовки «Горное дело»

Горное
образование

МОСКВА

* ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
* ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»
2008



УДК 622.271.3.001

ББК 22.251

Ш 58

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

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

Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением высших учебных заведений Российской Федерации по образованию в области горного дела (письмо № 51-110/6 от 25.10.2006 г.)

Рецензенты:

- кафедра «Проектирование, организация и технология природоохранных работ» Кабардино-Балкарской государственной сельскохозяйственной академии (зав. кафедрой д-р техн. наук, проф. Е.П. Тимофеенко);
- д-р техн. наук, проф. Ю.И. Кутепов (ВНИМИ)

Попов В.Н., Шпаков П.С., Юнаков Ю.Л.

Ш 58 Управление устойчивостью карьерных откосов: Учебник для вузов. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, издательство «Горная книга», 2008. — 683 с.: ил.

ISBN 978-5-7418-0506-0 (в пер.)

ISBN 978-5-98672-080-7

Рассмотрено инженерно-геологическое обеспечение работ по расчету максимальных параметров и управлению устойчивостью бортов карьеров и отвалов. Приведены методы лабораторного, натурного определения характеристик прочности и деформируемости глинистых и скальных пород, метод обратных расчетов оползней. Даны инструкции пользования программами по расчету устойчивости карьерных откосов с численными примерами для всех расчетных схем и противодеформационными мероприятиями по обеспечению устойчивости карьерных откосов, а также инstrumentальным контролем за состоянием устойчивости прибортовых массивов карьеров.

В.Н. Попов — д-р техн. наук, проф. кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» Московского государственного горного университета.

П.С. Шпаков — д-р техн. наук, проф. Муромского института (филиала) Владимирского государственного университета.

Ю.Л. Юнаков — канд. техн. наук, доц. кафедры «Маркшейдерское дело» Государственного университета цветных металлов и золота.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Маркшейдерское дело» направления подготовки «Горное дело».

УДК 622.271.3.001

ББК 22.251

ISBN 978-5-7418-0506-0

ISBN 978-5-98672-080-7

© В.Н. Попов, П.С. Шпаков, Ю.Л. Юнаков, 2008

© Издательство МГГУ, 2008

© Издательство «Горная книга», 2008

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2008

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Учебник разработан на основе большого объема фактического материала по изучению характера проявлений деформаций прибортовых массивов и отвалов в различных горно-геологических условиях на карьерах России и Казахстана, лабораторных и аналитических исследований процессов деформирования откосов. Алгоритмы и программы расчета устойчивости карьерных откосов апробированы многими научно-исследовательскими, учебными и проектными институтами. Большинство предлагаемых методов расчета устойчивости карьерных откосов включены в нормативные документы [22, 23].

Некоторые материалы, связанные с устойчивостью карьерных откосов, имеющие специфические особенности и выходящие за рамки учебной программы, не рассматриваются или приведены в ограниченном объеме, только с ознакомительной целью. Для более детального ознакомления с ними необходимо изучение дополнительной литературы:

- «Методическое пособие по изучению инженерно-геологических условий угольных месторождений, подлежащих разработке открытым способом» (Л.: Недра, 1986. — 112 с.);
- «Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости» (Л.: ВНИМИ, 1987. — 118 с.);
- вопросы, связанные с мерами по предупреждению оползневых явлений и борьбы с ними, обеспечивающие безопасность, экономическую и экологическую целесообразность разработки полезных ископаемых открытым способом, достаточно хорошо изложены в работах [2, 3, 8—10].

1.1. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Все определения и применяемая терминология даны в работах [10—17, 70].

Горные работы, производимые непосредственно с земной поверхности, с целью добывания горных пород и создания различных выемок и котлованов, называются открытыми горными работами (ОГР).

Способ разработки месторождений полезных ископаемых с применением ОГР называется открытым.

Горное предприятие, ведущее разработку открытым способом, называется карьером. В практике открытой разработки угольных и россыпных месторождений вместо термина **карьер** применяют названия **разрез** и **прииск**.

При открытой разработке горные работы разделяются на вскрышные (выемка, перемещение и размещение вскрышных горных пород) и добываемые (выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого).

Месторождение или часть его, разрабатываемую одним карьером, называют **карьерным полем**. Карьерное поле является объемной геометрической фигурой, характеризуемой размерами в плане и глубиной; оно входит в состав земельного отвода карьера, в пределах которого размещаются также удаленные из карьера вскрышные породы, промышленная площадка и другие производственные сооружения.

Уступ — это отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени. Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах производится выемка вскрышных пород или полезного ископаемого. Если на площадке располагается оборудование, необходимое для разработки уступа, она называется **рабочей площадкой**.

Горизонтальные или наклонные поверхности уступа, ограничивающие его по высоте, называют **нижней и верхней площадками**, а наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства, — **откосом уступа**. Уг-

лом откоса уступа называется угол, образованный поверхностью откоса уступа и горизонтальной плоскостью, а линии пересечения откоса с верхней и нижней площадками — соответственно **верхней и нижней бровками**.

Часть уступа по его длине, подготовленная для разработки, называется **фронтом работ уступа**, который измеряется его протяженностью.

Ступенчатые боковые поверхности, образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются **бортами карьера**.

Борт, представленный рабочими уступами, называют рабочим бортом карьера. Линия, ограничивающая карьер на уровне земной поверхности, является верхним контуром карьера, а линия, ограничивающая дно (подошву) карьера, — его нижним контуром. При производстве горных работ положение рабочего борта, верхнего и нижнего контуров карьера меняется в пространстве. Постепенно отдельные уступы, начиная сверху, достигают конечных контуров (границ) карьера. К моменту погашения (окончания) открытых работ им соответствуют конечная глубина и конечные размеры карьера в плане. Откосы уступа нерабочих бортов карьера, на которых горные работы не проводятся, разделяются бермами (площадками): транспортными и предохранительными.

Угол между линией, нормальной к простиранию борта и соединяющей верхний и нижний контуры, и горизонтально называется **углом откоса борта карьера** (рабочего или нерабочего). Величина его зависит от высоты уступов и ширины их площадок.

Для расположения транспортных коммуникаций, по которым будет осуществляться транспортирование горной массы нового уступа на поверхность или вышележащие уступы, необходимо вскрыть уступ, то есть провести с поверхности или вышележащего уступа специальные (вскрывающие) горные выработки. Эти выработки в большинстве случаев соединяют пункты, расположенные на разных высотных отметках (если вскрывают один уступ, то разница высотных отметок равна высоте уступа), и поэтому имеют определенный уклон. При со-

оружении вскрывающие выработки обычно имеют близкое к трапециедальному или треугольному сечение и называются соответственно капитальными траншеями и полутраншеями.

Для создания начального фронта работ на вскрытом уступе необходимо провести от вскрывающей выработки горизонтальную горную выработку значительной протяженности по сравнению с размерами поперечного сечения — разрезную траншею, полутраншею или котлован.

Главные параметры карьера

Конечная глубина при разработке наклонных и крутых залежей определяет возможную производственную мощность карьера, размеры его по поверхности, общий объем извлекаемой горной массы. Для горизонтальных и пологих залежей конечная глубина определяется природными условиями и изменяется не значительно за весь период разработки. Конечная глубина устанавливается при проектировании карьера. Проектами предусматривается возможность открытой разработки до глубины 700—900 м.

Размеры карьера на поверхности по простирианию и вкrest простириания определяются размерами залежи, дна карьера, глубины и углов откосов его бортов. Они устанавливаются графически или аналитически. Форма дна карьера в плане обычно близка к овальной. Длина карьера изменяется от сотен метров до 8 км, а ширина — до 4 км.

Размеры дна карьера устанавливаются оконтуриванием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера. Минимальные размеры дна карьера определяются условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе (ширина не менее 20 м, длина не менее 50—100 м.)

Углы откосов бортов карьера определяются условиями устойчивости пород прибортового массива и размещения транспортных коммуникаций. Их принимают более крутыми для уменьшения объема вскрышных работ.

Общий объем горной массы в контурах карьера является важнейшим показателем, определяющим производственную мощность предприятия, срок его существования и др.

Площадь, форма контура и периметр дна карьера в первую очередь зависят от размеров и конфигурации залежи. Дни карьера придается по возможности округленная форма с целью повышения устойчивости бортов и уменьшения объема извлекаемых вскрышных горных пород.

Запасы полезного ископаемого в контурах карьера — важнейший показатель, определяющий возможный масштаб добычи, срок существования карьера и экономические результаты разработки. Запасы в пределах каждого уступа (горизонта) и карьерного поля в целом устанавливаются при разведке месторождения, а затем уточняются и пересчитываются в контурах карьера при проектировании и эксплуатации его в соответствии с установленными и периодически изменяющимися кондициями на полезное ископаемое.

1.2. ЭЛЕМЕНТЫ И ТЕРМИНОЛОГИЯ

Анизотропная горная порода — горная порода, свойства которой в различных направлениях неодинаковы; ярко выраженной механической анизотропией обладают многие осадочные породы (сланцы, глины), прочность которых вкrest наслоения в несколько раз выше, чем по наслоению.

Борт разреза (карьера) — боковая поверхность, ограничивающая разрез. Профиль борта разреза в вертикальной плоскости может быть плоским, выпуклым, вогнутым и ломанным; в плане — прямолинейным и криволинейным. Различают рабочие и постоянные (нерабочие); характеризуется борт разреза высотой и углом наклона.

Бровка уступа — линия пересечения поверхности откоса уступа (яруса отвала) с поверхностью верхней или нижней площадки, ограничивающей уступ по высоте, соответственно называемая верхней и нижней бровкой.

Вероятность — числовая характеристика степени возможности появления какого-либо определенного события в тех или иных

определенных условиях, которые могут повторяться неограниченное число раз, выражается в долях единицы или процентах.

Вероятности, с которыми характеристики грунтов, трактуемые как случайные величины, принимают те или иные значения, образуют распределение вероятностей, для установления которого по выборочным данным оценивают один или несколько параметров распределения.

Гидродинамическая сила — объемная сила, направление которой совпадает с направлением потока, а величина равна градиенту потока, умноженному на объем потока в пределах рассматриваемого массива.

График (паспорт) прочности горной породы — график зависимости разрушающих касательных напряжений от нормальных, характеризующий сопротивление сдвигу, сцепление, угол внутреннего трения и сопротивление отрыву горной породы.

Деформация горных пород — изменение формы и объема горных пород под действием различных сил.

Доверительный интервал — интервал, вычисленный по выборочным данным, который с заданной вероятностью (доверительной) накрывает неизвестное истинное значение оцениваемого параметра распределения.

Доверительная вероятность — вероятность того, что доверительный интервал накроет неизвестное истинное значение параметра, оцениваемого по выборочным данным.

Закол — визуально прослеживаемая трещина в откосе, на верхней площадке уступа или земной поверхности, образовавшаяся в результате развития деформаций откоса.

Инженерно-геологический элемент (ИГЭ) — основная грунтовая единица при инженерно-геологической схематизации грунтового объекта.

Изотропная горная порода — горная порода, механические свойства которой в различных направлениях одинаковы.

Интенсивность трещиноватости — величина, обратная среднему размеру (в метрах) элементарного блока породы, ограниченного смежными трещинами трех наиболее интенсивных систем.

Коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение среднего сопротивления пород сдвигу, рассчитанного с использованием нормативных прочностных характеристик пород по потенциальной поверхности скольжения в откосе, приведенном в предельное состояние, к среднему касательному напряжению, действующему по той же поверхности скольжения. Численное значение этого показателя определяется как отношение расчетных прочностных характеристик пород к предельным их значениям (по П.С. Шпакову); отношение суммы всех сил, удерживающих откос в равновесии, к сумме всех сдвигающих сил, стремящихся вывести его из равновесия; действие этих сил во всех инженерных методах расчета устойчивости откосов переносится на расчетную или потенциальную (наиболее напряженную) поверхность скольжения (по ВНИМИ).

Коэффициент структурного ослабления — соотношение прочности горных пород в массиве и образце.

Коэффициент вариации — мера отклонения опытных данных от выборочного среднего значения, выражаемая в долях единицы или процентах.

Метод наименьших квадратов — метод статистической оценки функциональной зависимости путем установления таких ее параметров, при которых сумма квадратов отклонений опытных данных от этой зависимости является минимальной.

Надподошвенные оползни отвалов — смещение песчано-глинистых пород, размещаемых на устойчивом основании; поверхность скольжения полностью формируется в насыпном массиве.

Наиболее напряженная поверхность — поверхность в прилегающем к борту (откосу уступа или отвала) массиве, верхней своей частью выходящая на земную поверхность (верхнюю площадку уступа или отвала), а нижней — в подошву (нижнюю бровку) борта (откоса уступа или отвала), по которой коэффициент запаса устойчивости борта (откоса уступа или отвала) является минимальной величиной из всех вычисленных по ряду расчетных поверхностей коэффициентов запаса устойчивости.

Обрушение — отрыв и быстрое смещение вниз горных пород (блоков и пачек пород), слагающих откос, сопровождающееся дроблением смещающегося массива по поверхности, совпадающей с различного рода нарушениями сплошности массива.

Односторонняя доверительная вероятность — вероятность того, что неизвестное истинное значение параметра не выйдет за пределы нижней (или верхней) границы доверительного интервала.

Опасные деформации горных пород — деформации отвалов, уступов и бортов разрезов, а также прилегающей к разрезу территории, способные вызвать аварии горно-транспортного оборудования и угрожающие безопасности работ на разрезах.

Опливание — процесс переноса и переотложения грунтовых частиц подземными водами, вытекающими на откос в песчаных отложениях в пределах промежутка высачивания; формируются языки опливания в основании фильтрующих откосов.

Оползень — медленное смещение масс горных пород, слагающих откос (нередко и его основание), происходящее в виде скользящего движения между смещающимися породами и неподвижным массивом. Является наиболее крупным по размерам видом нарушения устойчивости откосов. Оползень связан, главным образом, с наличием в толще горных пород слабых увлажненных слоев, контактов, даек, тектонических нарушений.

Откос — наклонная или вертикальная поверхность открытой горной выработки или искусственной насыпи (отвала).

Поверхность скольжения — поверхность в массиве борта разреза (откоса уступа или отвала), являющаяся геометрическим местом точек максимальных относительных сдвигов горных пород и отделяющая смещающуюся часть от основной неподвижной части массива горных пород.

Подошвенные (контактные) оползни — оползни отвалов, возникающие при размещении отвальных пород на горизонтальном или наклонном слоистом основании с падением слоев согласно откосу и низким сопротивлением сдвига по контактам слоев; поверхность скольжения в призме упора проходит по ослабленному контакту.

Подподошвенные оползни отвалов возникают при размещении отвалов на слабом основании (заболоченных участках или обводненных пластичных породах лежачего бока). Основным внешним признаком этих оползней, по которому они отличаются от надподошвенных и подошвенных оползней, является наличие вала выпирания пород оползня, возникающего перед откосом отвала.

Подтопленный откос — откос открытой горной выработки, нижняя часть которого находится в зоне затопления.

Потенциальная (расчетная) поверхность скольжения — поверхность в массиве, примыкающем к борту разреза (откосу уступа или отвала), по которой производится оценка (прогноз) устойчивости откосов.

Предельная высота вертикального откоса — максимальная высота откоса, при которой вертикальное обнажение устойчиво.

Прибортовой массив — часть массива горных пород, заключенная между бортом разреза и поверхностью, ограничивающей область возможных микроподвижек в массиве в период скрытой стадии развития оползня (обрушения). Параметры прибортового массива зависят от прочностных и структурных характеристик горного массива.

Пригрузка откоса — отсыпка упорной призмы вдоль фронта откоса с целью предотвращения его деформаций.

Призма активного давления — верхняя часть призмы возможного обрушения, оконтуренная крутым участком наиболее напряженной поверхности со значениями углов наклона, превышающими величину угла внутреннего трения массива; на этом участке внешние сдвигающие призму силы превышают внутренние силы сопротивления смещению.

Призма возможного обрушения борта разреза (откоса уступа, отвала) — часть массива горных пород (отвальных масс), заключенная между бортом разреза (откосом уступа или отвала) и наиболее напряженной поверхностью в массиве.

Призма упора — нижняя часть призмы возможного обрушения, оконтуренная пологим участком наиболее напряженной

поверхности со значениями углов наклона, меньшими величины угла внутреннего трения массива; на этом участке внутренние силы сопротивления смещению призмы превышают внешние сдвигающие силы.

Проба — определенное количество материала, отобранное для испытаний от партии горной породы.

Расчетные характеристики — показатели физико-механических свойств горных пород, используемые при расчете устойчивости.

Сила гидростатического давления — совместное действие гидростатического взвешивания и гидродинамической силы, распределенное по вероятной поверхности скольжения и направленное по нормали к ней.

Репер — закрепленная в натуре (на земной поверхности, в массиве горных пород или в горной выработке) маркшейдерская точка с известными координатами. Различают глубинные, исходные, опорные и рабочие реперы.

Среднее значение (выборочное) — среднеарифметическое из частных значений, образующих выборку независимых друг от друга и от пространственных координат величин.

Среднеквадратическое отклонение — мера отклонения опытных данных от выборочного среднего значения или от функциональной зависимости, выражаемая в абсолютных единицах.

Трещина отрыва — верхняя вертикальная часть поверхности скольжения.

Угол внутреннего трения горных пород — угол, тангенс которого равен коэффициенту внутреннего трения породы (угол наклона прямолинейной части графика сдвига горной породы к оси нормальных напряжений).

Угол естественного откоса — наибольший угол, который может быть образован откосом свободно насыпанной горной массы в состоянии равновесия с горизонтальной плоскостью; зависит от крупности и формы частиц породы, шероховатости их поверхности, а также от плотности и влажности породы.

Угол наклона борта карьера (разреза) — угол в плоскости, нормальной к простиранию борта разреза, образованный горизонтом с условной поверхностью, проходящей через верхнюю и нижнюю бровки разреза.

Угол откоса уступа — угол в плоскости, нормальной к простиранию уступа, между линией, соединяющей верхнюю и нижнюю бровки уступа, и ее проекцией на горизонтальную плоскость.

Угол откоса яруса отвала — угол в плоскости, нормальной к простиранию откоса отвала, между линией, соединяющей верхнюю и нижнюю бровки яруса отвала, и ее проекцией на горизонтальную плоскость. В большинстве случаев это угол естественного откоса горных пород.

Число степеней свободы — число независимых наблюдений, равное числу определений *n* характеристики минус число оцениваемых статистических параметров.

Ширина зоны деформирования земной поверхности — расстояние от верхнего контура разреза до границы, за которой микродеформации не проявляются.

Ширина зоны заколов — расстояние от верхнего контура (бровки) разреза (уступа) до наиболее удаленного от него закола или трещины.

Эквивалентный угол наклона бортов выпуклого и вогнутого профилей — фиктивный угол наклона борта разреза плоского профиля той же высоты, при котором объем вскрыши, необходимый для его оформления, эквивалентен объемам вскрыши при оформлении бортов выпуклого и вогнутого профилей.

2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСОВ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ

Изучение вопросов, связанных с обеспечением устойчивости породных массивов, имеет почти двухсотлетнюю историю и начинается, по всей видимости, с Кулона, предложившего в 1773 г. специальный метод для расчета подпорных стенок и стабильности откосов грунтовых масс. Определенными вехами в становлении данного направления исследований можно считать работы де Сазии (1851), Винклера (1872), Кульмана (1886) и, в особенности, Ренкина (1857), Кеттера (1903), Петтерсона и Хольтина (1916). Начало систематического изучения устойчивости карьерных откосов в странах СНГ связано с интенсивным развитием открытых разработок в послевоенный период. В различных регионах стран СНГ, где открытые разработки приобрели особенно большой размах, при институтах горного дела и ведущих вузах (ВНИМИ, Екатеринбургский филиал ВНИМИ, Унипромедь, ИГД МЧМ, ВИОГЕМ, ГИГХС, ВНИПИгорцветмет (с 1988 г. Гипроцветмет), Якутнипроалмаз, МГГУ, КарГТУ, УГГГА, МГМА и др.) создаются специализированные отделы, лаборатории, секторы и группы, к работе в которых привлекаются многие видные ученые. Именно в это время закладывается фундамент отечественной школы исследования устойчивости бортов карьеров и отвалов, созданию и развитию которой во многом способствовали труды В.В. Соколовского, Н.Н. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, Г.Л. Фисенко, С.И. Попова, Ю.Н. Малиющикого, И.И. Попова, П.Н. Панюкова, М.А. Ревазова, М.Е. Певзнера, А.Б. Фадеева, В.Т. Сапожникова, Ю.И. Туринцева, А.М. Демина, В.Н. Попова, Р.Л. Окатова, А.М. Гальперина, А.И. Ильина, Э.Л. Галустьяна, В.И. Стрельцова, В.Г. Зотеева, В.И. Пушкарева, Б.Д. Полового, П.С. Шпакова, А.Г. Афанасьева, В.А. Гордеева, Ф.К. Низаметдинова,

16

Н. Н. Куваева, И.И. Ермакова, Г.Г. Поклада, Т.К. Пустовойтой, А.М. Мочалова, Ю.С. Козлова, Л.В. Савкова, В.П. Улыбина, Г.Р. Глозмана, В.П. Будкова, В.Д. Морозова, В.И. Зобнина, Б.П. Голубко, Ю.М. Николашина, О.Т. Токмурзина и многих других. Однако, несмотря на достигнутые при выполнении многочисленных исследований успехи и предпринимаемые при этом значительные усилия, проблема обеспечения устойчивости карьерных откосов, и особенно отвальных откосов, изучена еще далеко не достаточно и требует дальнейшей разработки и совершенствования многих входящих в нее вопросов. Об этом свидетельствуют и результаты выполненных при участии авторов в 1987—2003 гг. обследования фактического состояния устойчивости отвалов и бортов карьеров. В частности, было установлено: на всех без исключения карьерах имеются различного вида и объема деформации отвалов и бортов карьеров (ступлов) и это несмотря на то, что многие отвалы и карьеры еще не достигли проектной высоты и имеют фактические углы наклона откосов меньше проектных, в то время как и те, и другие, в большинстве случаев, существенно ниже предельных, т. е. определяемых по фактору устойчивости. Такое положение дел, как показал анализ результатов обследования фактического состояния устойчивости карьерных откосов, прежде всего связано с низкой достоверностью исходных данных о состоянии и свойствах карьерных массивов, отсутствием простых и эффективных способов и средств контроля состояния массивов и их оснований, недостаточной изученностью вопросов учета отдельных природных и технологических факторов при определении параметров конструктивных элементов профиля карьерных откосов как в плане, так и по высоте, несовершенством методов и средств расчета параметров предельных откосов.

2.1. КРАТКИЙ ОБЗОР МЕТОДОВ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Для современного этапа развития открытых разработок месторождений полезных ископаемых характерны следующие особенности: рост экономически выгодной глубины, увеличение

сроков службы откосов уступов и бортов карьеров, возрастание объемов вскрыши, интенсификация и концентрация горных работ, сложность инженерных, геологических и гидрогеологических условий разработки месторождений, низкое содержание полезных компонентов в руде. Карьеры и отвалы функционируют круглый год (рис. 2.1, 2.2). С целью повышения эффективности и полноты отработки месторождения, улучшения технико-экономических показателей работы предприятия при безопасном ведении горных работ в карьере требуется надежное обеспечение устойчивости карьерных откосов. При этом основной задачей является определение оптимальных параметров откосов с учетом их длительной устойчивости при минимальных объемах вскрышных работ. Завышенные углы откосов приводят к развитию оползневых явлений, причиняющих большой материальный ущерб горным предприятиям: нарушается технологический процесс, под оползнем оказываются подготовленные к выемке запасы, требуется перекопка оползневых масс, нарушаются безопасные условия труда. С другой стороны, заниженные углы откосов вызывают резкое увеличение объемов вскрышных работ.

Для обоснования параметров устойчивых откосов требуется детальное изучение всех факторов, влияющих на процесс сдвижения горных пород в карьере, при этом решающее значение имеет выбор способа расчета, который отвечал бы конкретным горно-геологическим условиям и физико-механическим свойствам пород, слагающих прибортовой массив карьера.

Устойчивость откосов открытых горных выработок определяется двумя основными факторами: напряженным состоянием прибортового массива и физико-механическими свойствами горных пород. В соответствии с теорией академика В.В. Ржевского [17] напряженное состояние определяет действующие нагрузки, а физико-механические свойства – прочность пород по наиболее слабой поверхности (потенциальной поверхности скольжения).

При исследовании напряженно-деформированного состояния прибортового массива используются две модели — линейно-дефор-

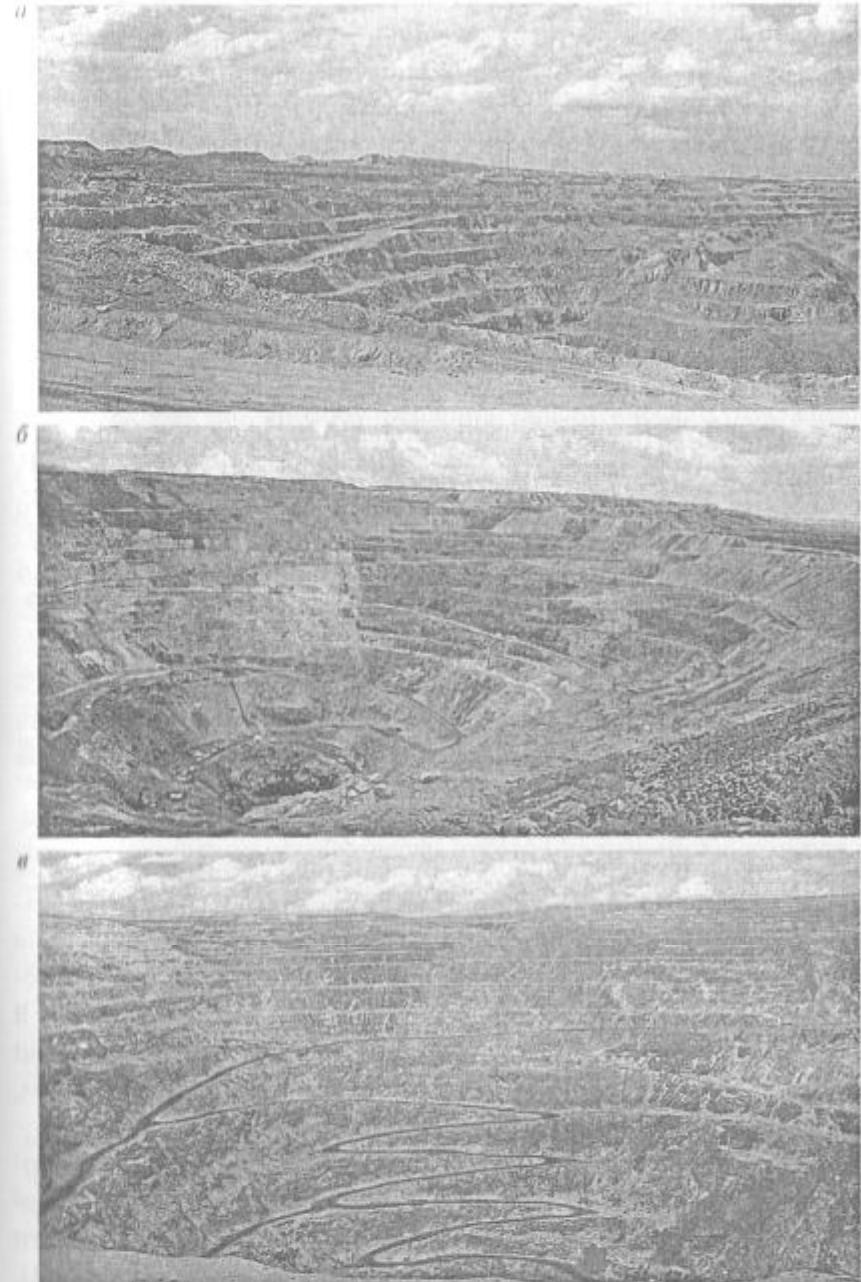


Рис. 2.1. Общий вид карьера:
а, б — летом; в — зимой

мируемой и предельно-напряженной среды. К настоящему времени найдено большое число частных решений для модели линейно-деформируемой среды. Например, применение этой модели к расчету устойчивости откосов разработано В.К. Цветковым в работе [71]. Однако, применение модели линейно-деформируемой среды дает явно завышенные (в 2—3 раза) значения предельных параметров откоса. Расчетные параметры, определенные с помощью данного способа, не подтверждаются практическими данными. Это связано с тем, что горные породы для описания напряженно-деформированного состояния требуют применения более сложных моделей — вязко-упругих, упруго-пластичных, реологических моделей и их сочетаний. Построение строгих математических решений на их основе является весьма сложной задачей, связанной с решением большого числа дифференциальных и интегральных уравнений, выполнением граничных условий, налагаемых постановкой исходной задачи. Поэтому к настоящему времени не существует законченных решений задачи устойчивости карьерных откосов, основанных на исследовании напряженно-деформированного состояния нелинейной среды. Однако развитие компьютерных технологий в последние годы дает все основания для успехов исследований в данной области.

Все современные методы расчета устойчивости откосов основываются на более простой модели предельно-напряженной среды, в которой не рассматривается деформированное состояние массива. Расчеты без учета деформаций, рассматривающие равновесие жестких элементов, при предположении о достижении предельного напряженного состояния по потенциальной поверхности обрушения, позволяют получать относительно простые инженерные решения для различных расчетных схем, которые получили хорошее практическое подтверждение.

Сложность и разнообразие горно-геологических и горнотехнических условий открытых разработок обусловили создание многочисленных способов и методов расчета устойчивости откосов, их насчитывается к настоящему времени около 150 [3]. Многообразие методов, способов и приемов расчета устойчиво-

сти откосов привело к необходимости их классификации по тем или иным признакам.

В классификациях М.Е. Певзнера [18], И.В. Федорова [72] и Г.Л. Фисенко [10] в качестве основного признака для отнесения способа расчета к определенному классу принимается форма поверхности скольжения. В классификации А.М. Демина [19] методы расчета подразделяются по нескольким определяющим признакам: по подходу к решению задачи (теоретические и эмпирические методы); по используемым в расчетах характеристикам (методы, учитывающие нагрузки, силы, напряжения и деформации); по способу решения (аналитические, численно-аналитические, графические, графоаналитические); по способу определения поверхности возможного разрушения (методы, в которых поверхность задается либо отыскивается).

А.И. Ильин и др. [76] рекомендуют обобщенную классификацию, включающую 16 частных классификаций, всесторонне характеризующих деформационный процесс. Им предлагается методика паспортизации нарушений откосов, позволяющая наиболее полно, на единой геолого-маркшейдерской основе документировать произошедшие нарушения устойчивости. На основе классификации нарушений устойчивости и их паспортизации создана фактографическая информационно-поисковая система «Нарушения устойчивости откосов на карьерах», которая в настоящее время насчитывает более 600 единиц и систематически пополняется. Система служит для выбора аналогов, для разработки противооползневых мер и своевременного прогноза нарушений устойчивости на основе анализа закономерностей инженерно-геологических процессов и явлений, происходящих в бортах карьеров.

Оценка случаев деформаций откосов на карьерах обычно выполняется по трем основным признакам: частоте возникновения нарушений устойчивости откосов, типам пород и причинам развития деформаций.

По данным А.И. Ильина [76] среди случаев деформаций откосов на карьерах черной металлургии оползни составляют 42,7 %, обрушения — 20,6 %, осьпи — 14,7 %, оплывины и просадки —

по 10 %. При этом 75 % деформаций откосов происходит в слабых песчано-глинистых породах, 25 % — в скальных и полускальных выветрелых и трещиноватых породах. На устойчивость откосов наибольшее влияние оказывают подземные и поверхностные воды — 49,8 %, недостаточная геологическая изученность и, как следствие, неверно выбранные параметры откосов — 15,4 %, отсутствие заоткоски уступов — 10 %, отклонение от проектных параметров — 8%, процессы выветривания и климатические условия — 7,7 %, прочие причины — 3,8 %. А.М. Демин [2] утверждает, что 59 % случаев деформаций откосов связано с увлажнением пород и наличием поверхностей ослабления в массиве, 19 % — с неправильным назначением параметров откосов; с атмосферными осадками связано более 25 % случаев нарушений устойчивости откосов на карьерах.

Наиболее полной, на наш взгляд, является классификация М.Е. Певзнера [18], в которой выделено четыре класса методов по принципу определения параметров устойчивого откоса.

Класс А — построение контура откоса, во всех точках которого удовлетворяется условие предельного равновесия. Методы расчета класса А основаны на решении дифференциальных уравнений равновесия сыпучей среды совместно с условием предельного состояния. Основы методов расчета этого класса заложены в работах В.В. Соколовского [20].

Класс Б — построение контура откоса, вдоль которого удовлетворяется условие равенства угла наклона касательной углу сопротивления сдвигу. К данному классу относятся методы расчета Н.Н. Маслова (метод F_p) и М.Н. Троицкой.

Класс В — построение в массиве откоса поверхности скольжения, вдоль которой удовлетворяется условие предельного равновесия. Методы этого класса наиболее многочисленны и основаны на принятии в расчетных схемах той или иной формы поверхности скольжения (плоской, круглоцилиндрической, в виде логарифмической спирали, сложной криволинейной, ломаной).

Методы расчета откосов, основанные на гипотезе плоской либо ломаной поверхности скольжения, разрабатывались в разное время Г. Франсе, Л.Н. Бернацким, П.М. Цымбаревичем,

Н.В. Орнатским, Ю.Н. Малюшицким, В.Н. Поповым, Р.П. Окавитовым, П.С. Шпаковым и др. и связаны с наличием в прибортовом массиве поверхностей ослабления в виде трещин, слабых слоев либо контактов горных пород.

Группа методов расчета, основанных на принятии круглоцилиндрической поверхности скольжения, подразделяется на две подгруппы. В первой отсек обрушения рассматривается как единое монолитное тело. В такой постановке вопрос впервые был рассмотрен А.И. Ивановым в 1936 г. и Д.Тейлором в 1937 г., который предложил расчетную схему с указанием системы сил, действующих на отсек обрушения. Дальнейшее развитие вопросы устойчивости монолитного отсека получили в работах О. Фрейлиха, Р.Р. Чугаева, У.А. Тер-Аракеляна, Н.В. Гольдштейна, И.В. Федорова. Во второй группе отсек обрушения разбивается на отдельные вертикальные «столбики», на которые в момент предельного равновесия действуют: собственный вес P , неизвестные по величине и направлению силы взаимодействия между «столбиками» E' и E'' , опорная реакция массива R , действующая на основание «столбика» и являющаяся равнодействующей нормальной реакции N и предельной силы трения T . Для решения задачи в такой постановке необходимо в расчетную схему внести допущение о направлении действия сил взаимодействия между блоками (угол δ). В способе Г. Крея принято горизонтальное направление действия сил взаимодействия ($\delta = 0$), причем рассмотрен сыпучий грунт. В дальнейшем О.В. Вяземским и Г.Н. Ягодиным в расчетную схему Г. Крея были введены силы сцепления. В методе К. Терцаги направление сил взаимодействия между блоками принимается по касательной к линии скольжения в данной точке. Р.Р. Чугаев разработал метод «весового давления», в котором в отличие от метода К. Терцаги в уравнениях равновесия сила нормальной реакции принимается равной весу грунта. Данный метод является основой метода алгебраического сложения сил.

Метод расчета коэффициента устойчивости откоса, основанный на принятии поверхности скольжения в виде логарифмической спирали, впервые был предложен в 1935 г. М. Ренду-

ликом. Вычисления по этому методу ведутся путем подбора наиболее слабой поверхности в массиве. Н.П. Пузыревский вывел уравнение кривой скольжения для сыпучего грунта, однако не определено положение наиболее слабой поверхности. Наиболее обоснованным является метод КарПТИ [3], в котором центр логарифмической спирали принят в точке пересечения линии откоса и отвесной линии, проходящей через середину призмы возможного обрушения, так же как и у многих других исследователей, но метод расчета доведен до логического завершения. Данный метод дает возможность аналитически рассчитывать предельную высоту откоса и ширину призмы обрушения, а также оценивать коэффициент устойчивости откоса или определить параметры предельного откоса по графикам [3].

К группе методов, основанных на принятии поверхности скольжения сложной криволинейной формы, относятся методы Г.Л. Фисенко, С.Н. Никитина, Л.В. Савкова. Способы С.Н. Никитина и Л.В. Савкова дают результаты, близкие к методу Г.Л. Фисенко, но не нашли широкого применения из-за трудоемкости расчетов и графических построений. Попытка устраниТЬ недостаток метода Г.Л. Фисенко, в части определения ширины призмы возможного обрушения, была предпринята А.М. Мочаловым [21], который предложил аналитический способ расчета устойчивости откосов. В этом способе поверхность скольжения отстраивается по Г.Л. Фисенко и для нее на основе метода многоугольника сил определяется предельная высота откоса. Ширина призмы возможного обрушения принимается в 1,5 раза больше соответствующей величины по Г.Л. Фисенко.

Класс Г — построение в массиве откоса поверхности скольжения, вдоль которой удовлетворяется условие специального предельного равновесия. В этот класс включены методы Н.Н. Куваева, П.Н. Панюкова, Г.Л. Фисенко, Р.П. Окатова. Н.Н. Куваев предложил методы расчета откосов скальных трещиноватых пород, П.Н. Панюков решает пространственную задачу устойчивости массива при сложной поверхности ослабления. Метод Г.Л. Фисенко позволяет найти параметры устойчивых откосов при подрезке согласно падающих слоев и заоткоски по

наслоению. Р.П. Окатов и В.Н. Попов систематизировали и разработали расчетные схемы устойчивости откосов в анизотропном массиве и обосновали их устойчивые параметры [24, 25].

На практике широкое применение получил метод Г.Л. Фисенко [8, 10], основанный на теории предельного равновесия сыпучей среды, предполагающей выполнение условия предельного равновесия по внутренней границе некоторой области прибортового массива. Предложенные им расчетные схемы получили широкое распространение и применение на практике.

Фундаментальное уравнение предельного равновесия Кулона имеет вид

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \rho + k, \quad (2.1)$$

где σ , τ — нормальное и касательное напряжения, действующие вдоль линии скольжения, МПа; k — сцепление горных пород, МПа; ρ — угол внутреннего трения, градус.

Исходные положения, на которых базируются методы расчета, сводятся к следующему:

- деформирование карьерных откосов происходит в форме оползания или обрушения по поверхности скольжения в приконтурном горном массиве;
- при отсутствии в откосе неблагоприятного расположения поверхностей ослабления массива поверхность скольжения близка по форме к круглоцилиндрической;
- при наличии в откосе неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления поверхность скольжения совпадает с ними.

В однородном массиве горных пород элементарные площадки скольжения возникают при главном напряжении σ_1 не менее

$$\sigma_1 = 2k \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right), \quad (2.2)$$

где k — сцепление породы, МПа; ρ — угол внутреннего трения породы, градус.

Площадки скольжения возникают с глубины

$$H_{90} = \frac{\sigma_1}{\gamma} = \frac{2k}{\gamma} \operatorname{ctg}(45^\circ - \frac{\rho}{2}), \quad (2.3)$$

где γ — плотность пород, t/m^3 .

Угол между направлением главных напряжений и элементарными площадками скольжения $\mu = 45^\circ - \rho/2$.

В массиве горных пород на удалении от откоса наибольшее главное напряжение σ_1 совпадает с вертикалью, по мере приближения к поверхности откоса оно отклоняется от вертикали в сторону откоса и при выходе к откосу совпадает с ним.

В однородном массиве наклон отдельных участков поверхности скольжения призмы возможного обрушения плавно изменяется от направления μ к вертикали в верхней части поверхности скольжения до направления под углом μ к поверхности откоса в нижней части, образуя круглоцилиндрическую поверхность скольжения. Схема построения поверхности скольжения в однородном массиве по Г.Л. Фисенко [10] показана на рис. 2.2.

1) На чертеже откоса проводят линию BD , отстоящую от поверхности откоса на расстоянии H_{90} , и линию AB .

2) На линии BD выбирают произвольную точку D и через неё проводят линию DC под углом $45^\circ + \rho/2$ к линии BD . Под этим же углом из точки B проводят линию BC .

3) Из нижней точки откоса M под углом $45^\circ - \rho/2$ к линии откоса строят линию MK .

4) На линии MK от точки M откладывают равные отрезки $MP, PP', P'P''$, а на линии DC от точки C вниз — отрезки CC', CC'' и $CC''C_0$.

5) Из точек P, P', P'' проводят прямые линии, параллельные линии откоса MA , а из точек C', C'' и C_0 — линии, параллельные BC . Пересечение этих линий даст точки F, F_1, F_2, F_3 . Через полученные точки проводится прямая FO до пересечения с линией MK .

6) Из точки O проводят прямую, параллельную DC , до пересечения с линией BD в точке E .

7) Из точки N восстанавливают перпендикуляр к линии OE , а из точки M — перпендикуляр к линии MK . Пересечение перпендикуляров даст положение центра окружности, проходящей через точки M и E .

После проделанных операций производят проверку устойчивости откоса.

Для этого в крупном масштабе строят оползневой клин и вертикальными линиями разбивают его на ряд призм (рис. 2.3). Измеряют площадь каждого блока s_i , определяют массу породы в каждой призме на 1 м фронта карьера по формуле

$$Q_i = s_i \gamma L, \text{ где } L = 1 \text{ м.}$$

Вертикальные линии, являющиеся границами призм, продолжают вниз на расстояния, соответствующие в выбранном масштабе массе призм.

Из точек пересечения этих линий с поверхностью скольжения восстанавливают перпендикуляры. Для каждой призмы определяют Q_i и N_i , между которыми измеряют угол θ_i . Определяют N_i и T_i по формулам:

$$N_i = Q_i \cos \theta_i, T_i = Q_i \sin \theta_i.$$

Значения N_i и T_i помещены в табл. 2.1. Находят длину поверхности скольжения L , после чего определяют коэффициент устойчивости по формуле

$$n = \frac{\operatorname{tg} \rho \sum N_i + kL}{\sum T_i}, \quad (2.4)$$

где ρ — угол внутреннего трения, градус; k — коэффициент сцепления породы, МПа; L — длина поверхности скольжения, м.

Если полученный коэффициент устойчивости больше или равен заданному, то построенный борт считается устойчивым, если меньше — неустойчивым, в этом случае необходимо или его выполаживание, или проведение искусственных мероприятий по увеличенной устойчивости горных пород.

Значения параметров Q_i , θ_i , N_i , T_i

| № блока | Q_i | θ_i | N_i | T_i |
|----------|-------|------------|-------|-------|
| I | 233 | 45° | 165 | 165 |
| II | 291 | 39° | 226 | 183 |
| III | 272 | 27° | 243 | 124 |
| IV | 197 | 20° | 185 | 67 |
| V | 75 | 7° | 74 | 9 |
| Σ | — | — | 893 | 548 |

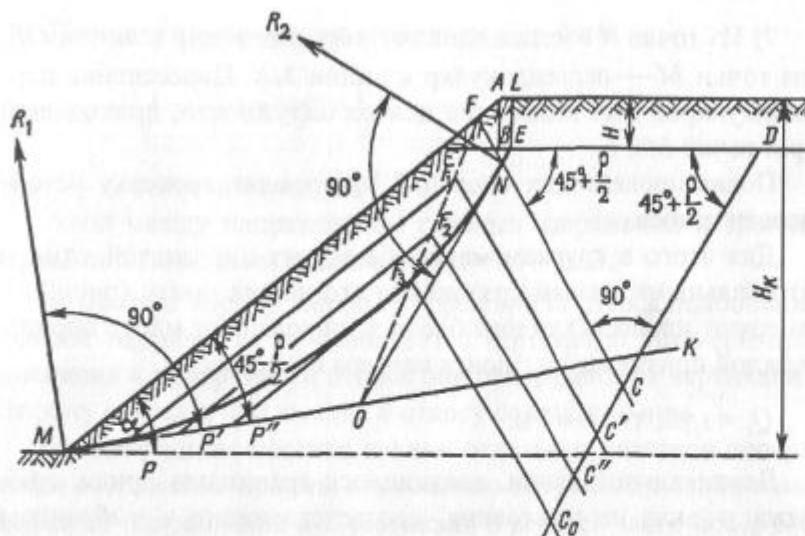


Рис. 2.2. Построение поверхности скольжения в однородном массиве (по Г. Л. Фисенко)

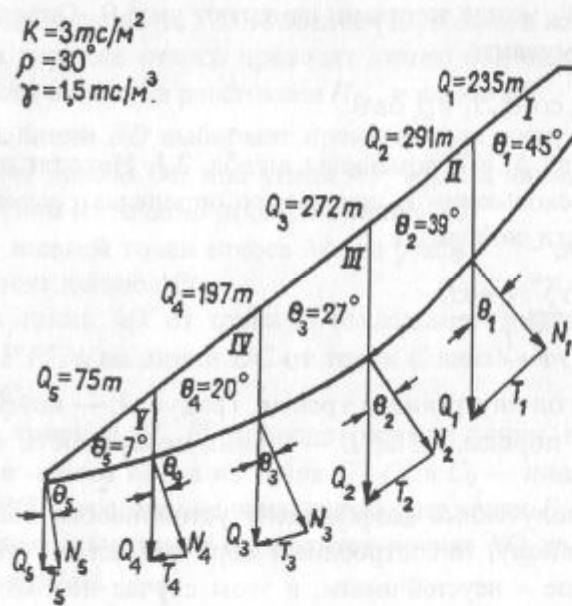


Рис. 2.3. Схема оползневого клина к расчёту устойчивости борта карьера

Параметры предельного откоса высоту H (или угол откоса α) и ширину призмы возможного обрушения r можно определить по графикам [10] или «Методических указаний ...» [8,9]. Для этого с учетом заданного коэффициента устойчивости n_y определяют расчетные характеристики прочностных свойств пород: сцепление k_p , угол внутреннего трения ρ_p , а затем по графикам $H' = f(\alpha)$ (рис. 2.4) или $r' = f(\alpha)$ находят параметры предельного откоса в следующем порядке [10].

По графику $H' = f(\alpha)$ при заданном угле наклона α и известном ρ_p определяют условную высоту H' . Истинное значение высоты откоса вычисляют по формуле

$$H = H' \frac{k_p}{\gamma}. \quad (2.5)$$

Если требуется найти предельный угол откоса α по заданной высоте H , то вначале определяют

$$H' = H \frac{\gamma}{k_p}, \quad (2.6)$$

а затем по графику, зная H' и ρ_p , находят значение α . Аналогично вышеизложенному вычисляют истинную ширину призмы возможного обрушения.

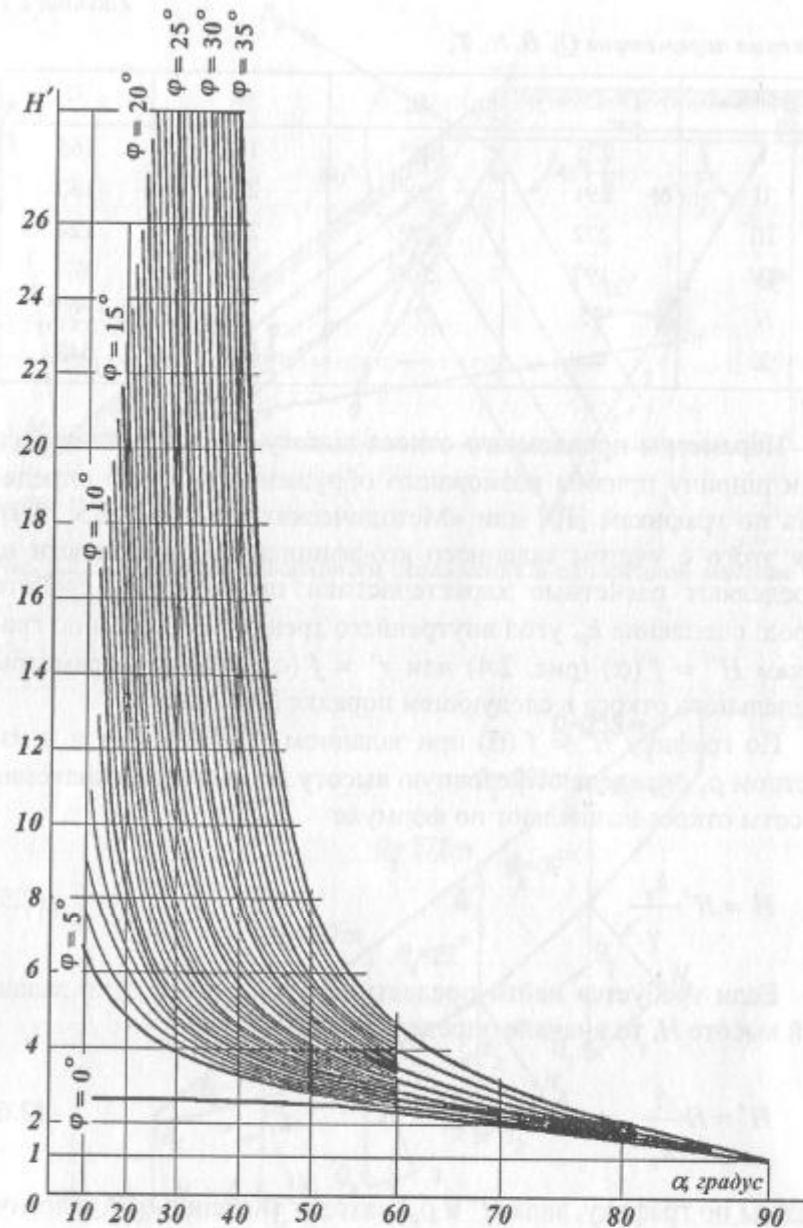


Рис. 2.4. Зависимость высоты откоса от угла наклона (по Г. Л. Фисенко)

$$r = r' \cdot \frac{k_p}{\gamma}. \quad (2.7)$$

Или аналитически по формуле

$$\alpha = \frac{2H \left[1 - \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \rho}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \rho}{2} \right)}.$$

На практике широкое распространение получила упрощенная схема построения круглоцилиндрической поверхности скольжения (без «клина»), представленная на рис. 2.5.

Прибортовой массив пород карьера в ряде случаев значительно отличается по прочностным характеристикам от средневзвешенных характеристик, по которым определяют параметры предельного откоса.

В этой ситуации требуется провести поверочные расчеты по наиболее слабой поверхности, положение которой в горном массиве определяется по методике Г.Л. Фисенко [8,10]. Поверочный расчет осуществлялся методом алгебраического сложения сил [8], пример приведен на рис. 2.3 и в табл. 2.1.

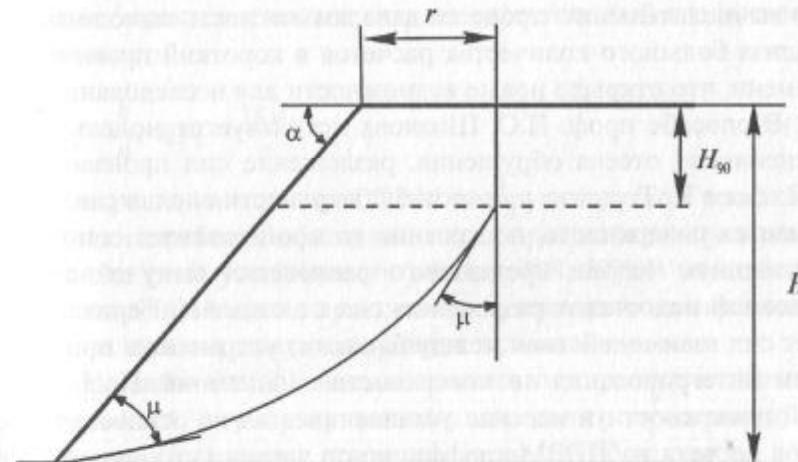


Рис. 2.5. Построение поверхности скольжения в однородном массиве

Использование в расчетах графических построений, применение графиков и диаграмм было достаточно удобным и удовлетворяло требованиям, предъявляемым к инженерным расчетам. Этот метод является графоаналитическим, выполненные расчеты ограничены по точности и не позволяют выполнить более тонкие вычисления. Развитие вычислительной техники в 80-х годах создало условия для разработки теоретически обоснованных численно-аналитических способов расчета, устранивших вышеперечисленные недостатки. Такие способы разработаны сотрудниками кафедры маркшейдерского дела и геодезии КарПТИ (ныне КарГТУ) под руководством профессора П.С. Шпакова [3].

Методика расчета устойчивости откосов в однородном массиве проф. П.С. Шпакова основана на принципе интегрирования сил по наиболее напряженной поверхности с применением ПЭВМ; теоретические основы способа подробно изложены в работах [2–4]. Аналитическое описание контуров откоса, поверхности скольжения, границ литологических разностей горных пород, слагающих прибрежной массив, а также замена суммирования численным интегрированием привело к предельно возможному повышению точности расчетов. Алгоритмизация вычислительного процесса дала возможность выполнения и анализа большого количества расчетов в короткий промежуток времени, что открыло новые возможности для исследований.

В способе проф. П.С. Шпакова используется модель «расщепленного» отсека обрушения, разложение сил производится по схемам К. Терцаги; в качестве поверхности скольжения принимается поверхность, построение которой отвечает основным положениям теории предельного равновесия сыпучей среды. Основной недостаток разложения сил по схеме К. Терцаги (неучет сил взаимодействия между блоками) устраняется применением интегрирования по поверхности скольжения. Положение этой поверхности в массиве устанавливается на основе результатов расчета на ПЭВМ коэффициента запаса устойчивости по ряду потенциальных поверхностей скольжения с использованием метода последовательных приближений.

Расчет ведется с построения поверхности скольжения, которая начинается с глубины H_{90} , отстоящей от верхней бровки откоса на расстоянии r_i ; ниже она располагается под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2$ к вертикали и представляет собой дугу окружности R ; затем круговая кривая переходит в прямолинейный участок и выходит в откос под углом μ .

Для решения конкретной задачи задаются шириной призмы возможного обрушения от r_{\min} до r_{\max} с шагом $\Delta r = (r_{\max} - r_{\min})/N$. Затем для каждого значения r_i строится ряд поверхностей скольжения с радиусом R_i , изменяющимся в зависимости от геометрии откоса от $R_{\min} = H_{90}/\sin \mu$ до $R_{\max} = (H_{90}\cos \alpha + r \sin \alpha)/[\sin(\alpha + \mu) - \cos \mu]$ с шагом Δr .

Для каждой поверхности скольжения вычисляется коэффициент устойчивости как отношение сумм удерживающих и сдвигающих сил, которые находятся интегрированием элементарных сил, действующих по поверхности скольжения, и определяется наиболее слабая поверхность. Далее, если вычисленный коэффициент запаса отличен от 1, то полученная поверхность не является предельной и откос приводится в предельное состояние при помощи искусственного приема – деления прочностных характеристик массива на рассчитанный коэффициент устойчивости

$$k_p = \frac{k}{n}, \quad \operatorname{tg} \rho_p = \frac{\operatorname{tg} \rho}{n}. \quad (2.8)$$

Для решения задач на ПЭВМ под руководством проф. П.С. Шпакова разработан обширный пакет программ для различных расчетных схем устойчивости откосов [28, 57]. В зависимости от поставленной цели, при помощи указанного программного продукта можно решать следующие задачи:

1. По заданным физико-механическим характеристикам пород массива k , ρ , γ и углу откоса α определить предельную высоту откоса H и ширину призмы возможного обрушения r .
2. По заданным физико-механическим характеристикам массива k , ρ , γ и проектной высоте откоса H вычислить угол на-

клона α и ширину призмы возможного обрушения r , отвечающую этой высоте.

3. Оценить устойчивость реального откоса, то есть определить минимальный коэффициент устойчивости откоса заданного профиля с известными параметрами H , α и физико-механическими характеристиками пород массива k , ρ и γ .

2.2. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ И ХАРАКТЕР ДЕФОРМАЦИЙ ОТКОСОВ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ

Нарушения устойчивости отвалов образуют самостоятельную группу деформаций откосов при открытых разработках месторождений. Под нарушением устойчивости отвала следует понимать невозможность его нормальной эксплуатации, когда деформации превышают допустимые значения. Для породных отвалов характерны различные виды деформаций откосов, относящиеся, по классификации Г. Л. Фисенко [10], к осыпям, оплывинам, просадкам и оползням. Возникновение и развитие указанных деформаций обусловлено совокупным влиянием природных и горно-технических факторов.

Осыпи — один из самых распространенных видов деформаций откосов отвалов, они проявляются в виде отрыва отдельных частиц и кусков от отвального массива и скатывания их к подошве откоса. Осыпи происходят в результате физического и химического выветривания горных пород под воздействием природных факторов. В особой мере это относится к отвалам песчано-глинистых пород, отличающихся малой стойкостью против выветривания. Деформации осыпания откосов, имея сравнительно небольшой объем, сами по себе непосредственно не влияют на общую устойчивость откосов, однако, при расположении отвала в непосредственной близости от карьера, осыпи выветрелых пород создают дополнительную нагрузку на борт, и осыпающиеся в карьер породы могут засыпать транспортные бермы, что приводит к выполнению дополнительного объема работ по их очистке.

При складировании в отвалы переувлажненных пород возникают **оплывины**, характеризующиеся смещением к основанию отвалов водонасыщенных песчано-глинистых пород. Интенсивному развитию оплывин предшествуют, как правило, весенние паводки и дождливые периоды, а также таяние снега, попавшего в отвал в зимний период. Оплывини отличаются от оползней отсутствием поверхностей скольжения и небольшим объемом, в то время как остальная часть массива находится в устойчивом состоянии.

Просадки отвалов характеризуются вертикальным смещением приоткосных участков отвальных масс без образования поверхностей скольжения. Они возникают в результате уплотнения отвальных пород под действием собственного веса или веса горно-транспортного оборудования, наличия в основании отвала слабых пластичных пород. Просадки отвалов обычно сопровождаются развитием трещин и заколов вдоль верхней бровки и являются начальной стадией развития оползней.

Оползни на отвалах характеризуются смещением значительного объема породных масс по поверхности скольжения, которая образовалась в массиве, приведенном в предельное состояние в результате совокупного воздействия внешних и внутренних факторов. К внешним относятся природные и техногенные факторы, а к внутренним — интенсивные изменения физико-механических (особенно прочностных) характеристик отвального массива в период после отсыпки в процессе уплотнения горной массы, разрушения кусков породы крупной фракции от действия веса вышележащих пород, отжим излишней влаги из водонасыщенных пород и перераспределение порового давления, реологические процессы. В зависимости от положения поверхности скольжения относительно основания отвала оползни подразделяются на надподошвенные, подошвенные и подподошвенные. Оползни первого типа характерны для отвалов слабых песчано-глинистых пород, а двух других — для всех типов пород.

При анализе оползневых явлений прежде всего необходимо установить причины, вызывающие образование оползней, и оп-

ределить условия, способствующие их развитию. Для отвалов песчано-глинистых пород основными причинами образования оползней могут являться: большая высота отвалов при их отсыпке под углом естественного откоса, превышающая предельное значение, обусловленное прочностными характеристиками отвального массива; снижение прочности отвальных пород вследствие изменения их физического состояния при увлажнении, выветривании, развитии порового давления и деформаций ползучести; наличие в основании отвалов слоя слабых пластичных пород либо скапливание у их подошвы талых и дождевых вод; дополнительная нагрузка участков, прилегающих к верхним бровкам откоса, горно-транспортным оборудованием [3].

При отсыпке пород естественной влажности на устойчивое горизонтальное основание деформация откосов начинается после превышения отвалом предельной высоты, соответствующей прочностным свойствам отсыпаемых пород.

Процесс деформирования сформированных отвалов песчано-глинистых пород протекает в течение длительного периода (от 3—5 до 10—15 лет) и может завершиться активным развитием либо затуханием деформаций. По мере отсыпки в результате естественной гравитационной сортировки в нижней зоне отвала формируется слой, состоящий из крупных кусков глины, который разрушается под действием веса вышележащих пород и динамических нагрузок от горно-транспортного оборудования. Крупные куски породы разрушаются и заполняют пустоты, приводя к уплотнению отвальных пород и их осадкам, которые могут достигать 15—20 % от общей высоты отвала. Оседание и уплотнение пород отвала с затухающей скоростью происходят до тех пор, пока не образуется глинистый массив отвала с частично восстановленными связями и установится равновесное состояние «порода—вода» на микроуровне. Дальнейшее уплотнение пород возможно лишь путем отжима воды из пор в областях высокого давления. Это приводит к выделению дополнительной (избыточной) влаги в нагруженных областях, утрате несущей способности материала и возникновению поверхности разрушения.

Особенности оценки устойчивости откосов отвалов

При уплотнении пород возникает отвальный массив глинистых пород с новыми прочностными характеристиками. Следует отметить, что при длительном уплотнении глинистых пород отвала их объемный вес приближается к соответствующему значению в массиве.

На устойчивость породных отвалов сильно влияет обводненность основания, связанная со скоплением талых либо дождевых вод у подошвы откоса, что приводит к ослаблению прочностных характеристик пород основания и снижению их несущей способности.

Расчет устойчивости откосов породных отвалов осуществляется при помощи методов расчета карьерных откосов, основанных на теории предельного равновесия. Однако определение устойчивых параметров откосов отвалов имеет свои особенности, которые связаны с тем, что отвалы формируются из разрушенных горных пород с большим различием в свойствах и гранулометрическом составе. Укладываемые в отвал горные породы образуют в течение времени породный массив с принципиально иными прочностными характеристиками, отличными от характеристик слагающих его нарушенных горных пород. Поэтому успешное решение задачи обеспечения устойчивости отвальных откосов в первую очередь зависит от правильного и надежного определения физико-механических и прочностных характеристик породного массива. Отсыпка пород осуществляется под углом естественного откоса, который составляет 34—37°, в процессе отсыпки происходит гравитационная сортировка пород: более крупные куски оказываются в нижней части, а более мелкие — заполняют пустоты между ними и оказываются в средней и верхней частях отвала. Очень важное значение при решении вопросов обеспечения устойчивости отвалов имеют рельеф и прочностные характеристики пород основания, на которые производится отсыпка отвала. Отсыпка пород отвала на слабое, особенно наклонное основание, приводит к деформациям и выпору пород основания.

Проблема устойчивости откосов породных отвалов включает в себя решение следующих основных задач [3]:

- определение предельной высоты отвала H и ширины призмы возможного обрушения r устойчивого предельного откоса (коэффициент запаса устойчивости которого $n = 1$) при заданных физико-механических характеристиках пород отвала и значении угла естественного откоса α ;
- определение коэффициента запаса устойчивости реального откоса отвала с известными его параметрами (H и α) и физико-механическими характеристиками пород отвала и грунтов основания;
- построение по известным физико-механическим характеристикам пород тела отвала и основания профиля предельно устойчивого отвала по всей высоте;
- оценка степени устойчивости нагруженного откоса отвала при известных его параметрах и физико-механических характеристиках пород, заданном расстоянии приложения внешней нагрузки от верхней бровки откоса и законе ее распределения.

2.3. ВЕРОЯТНОСТНЫЕ МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ

Расчет устойчивости откосов породных отвалов классическими методами осуществляется на основе детерминированных прочностных показателей горных пород, слагающих прибортовой массив. Однако такой подход к определению параметров карьерных откосов уже несет в себе некоторую ошибку, связанную с тем, что установленные при помощи опытов и испытаний физико-механические характеристики пород носят статистический характер и являются оценками искомых параметров с вычисленной вероятностью. Их надежность обуславливает и точность расчета, так как прочностные характеристики являются входными параметрами для любого метода расчета. Расчетные характеристики берутся на основании статистической обработки результатов испытаний. Вопросами статистической обработки результатов ис-

пытаний прочностных характеристик горных пород занимались Г.К. Бондарик, И.С. Комаров, Н.Н. Маслов, А.Д. Коган и др. Анализ этих работ показывает, что при обработке результатов испытаний с целью получения их расчетных показателей последние рассматриваются как детерминированные величины, хотя их распределение носит случайный характер. В лучшем случае между отдельными показателями определяются корреляционные связи, когда при известных одних показателях, используя графики и эмпирические зависимости, определяются другие.

Физико-механические свойства пород изменчивы, зависят от большого количества различных факторов, среди которых трудно выделить доминирующий, поэтому для их оценки можно использовать нормальный закон распределения. Изменчивость сцепления и угла внутреннего трения обычно учитывают с помощью коэффициентов запаса, вводимых в определенные из испытаний показатели либо в общий коэффициент запаса устойчивости борта. Полученные таким образом значения называются расчетными характеристиками. Использование методов теории вероятностей и математической статистики дает возможность более строго и научно обоснованно определить расчетные характеристики прибортового массива.

Интервальная оценка статистических характеристик делает возможным оценку надежности их определения. Так как речь идет о прочностных характеристиках, участвующих в расчетах устойчивости прибортового массива, то в качестве расчетных должны приниматься характеристики, соответствующие нижней границе доверительного интервала, построенного с заданным уровнем вероятности.

$$k_p = k(1-\varepsilon) = k - \frac{t\sigma_k}{\sqrt{n}}; \quad (2.9)$$

$$\operatorname{tg}\rho_p = \operatorname{tg}\rho(1-\varepsilon) = \operatorname{tg}\rho - \frac{t\sigma_{\operatorname{tg}\rho}}{\sqrt{n}}, \quad (2.10)$$

где ε — точность оценки; t — число, определяемое по таблице функции Лапласа по заданному уровню надежности p , из условия $\Phi(t) = p/2$ [16]; n — объем выборки (количество испытаний).

Статистико-вероятностное определение прочностных характеристик пород является не только важной самостоятельной задачей, но и основой для вероятностного способа расчета устойчивости откосов. Использование расчетных показателей характеристик, вычисленных с определенной надежностью, еще не означает, что и конечный результат, т.е. коэффициент запаса устойчивости или параметры устойчивых откосов, будет найден с той же надежностью. Возникает задача: определить надежность получаемого коэффициента запаса устойчивости или параметров устойчивого откоса (построить границы доверительного интервала с заданной вероятностью) на основе статистических характеристик распределения прочностных параметров массива, рассматривая коэффициент запаса устойчивости (параметры устойчивого откоса) как функцию случайных коррелированных аргументов.

А.И. Арсентьев отмечал [52], что к настоящему времени разработаны достаточно надежные методы расчета устойчивости карьерных откосов, однако в расчетах плохо учитывается вероятностный характер информации о свойствах горного массива и тот факт, что борт карьера формируется в течение длительного промежутка времени. Неизученные факторы стараются учесть введением в расчеты коэффициента запаса, значение которого принимается ориентировочно на основе умозрительных заключений и практических наблюдений.

Определению уровня риска при решении задач устойчивости карьерных откосов посвящен ряд работ Б.Д. Половова [74, 75], который отмечает, что расчетные схемы устойчивости откосов рассматриваются при детерминированных входных параметрах. Природные, горно-технические, временные факторы, обуславливающие устойчивость карьерных откосов, носят вероятностный характер, что вызывает необходимость перехода к вероятностным методам расчета. Вероятностные методы расчета по сравнению с детерминированным подходом обладают следующими преимуществами: объективностью решения, возможностью оценки точности получаемых результатов, оценки уровня значимости исходных параметров и необходимости их уточнения.

Большой вклад в развитие вероятностных методов расчета устойчивости внесли работы проф. П.С. Шпакова, проф. Г.Г. Поклада, С.Т. Омарова [44—47], в которых заложены основы и разработана методика вероятностного расчета коэффициента запаса и параметров устойчивых откосов.

В последние годы особенно актуально управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах [76]. Доказана взаимосвязь между прочностью пород, параметрами уступа и временем его существования в устойчивом состоянии. Поэтому очевидно, что наряду со структурными особенностями массива на устойчивость карьерных откосов оказывает влияние фактор времени [64].

2.4. ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД И ПОРОДНЫХ КОНТАКТОВ И МЕТОДЫ ИХ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Физико-механические свойства горных пород во взаимосвязи со структурно-тектоническими особенностями горного массива определяют напряженное состояние карьерных откосов, возникающее под действием внешних и внутренних сил [4,5].

Вопросами изучения физико-механических свойств горных пород занимается целый ряд институтов, таких, как ВНИМИ, ВИОГЕМ, УкрНИИпроект, ГИПРОцветмет, ВНИИцветмет, КарГТУ (КарПТИ), и др.

Существенный вклад в изучение физико-механических свойств горных пород внесли такие ученые, как М.М. Протодьяконов, Л.И. Барон, К.В. Руппенейт, Г.Н. Кузнецов, Г.Л. Фисенко, Ю.Н. Малюшицкий, Н.Н. Куваев, С.И. Попов, И.И. Попов, Н.Н. Маслов, В.Д. Ломгадзе, Е.И. Ильницкая, Р.И. Тедер, Л.С. Бурштейн, М.А. Цытович, Г.К. Бондарик, М.Ю. Карташов и др.

В настоящее время ряд работ и специальных методических указаний и инструкций ВНИМИ, монографий [14,15] посвящены совершенствованию методики и техники испытаний прочностных свойств горных пород.

Физико-механические свойства горных пород определяют в лабораторных и натурных условиях, методом обратных расчетов оползней и обрушений, а также косвенным методом.

Лабораторные исследования физико-механических свойств горных пород производятся на образцах по ГОСТам [39—43, 48—51], при этом важно создать условия, близкие к естественным. На достоверность результатов испытаний прочностных свойств пород оказывает влияние масштабный фактор, т.е. с изменением линейных размеров образцов изменяются и значения прочностных характеристик. Изготовление, хранение, подготовка к испытаниям образцов, их размеры и другие вопросы регламентируются ГОСТами, методическими указаниями и инструкциями.

Способы испытаний образцов на сдвиг, срез и одноосное сжатие рассматриваются в работах В.Д. Ломтадзе, И.Н. Кацаурова, Н.Н. Маслова, Н.А. Цытовича [13, 15]. Наиболее надежные результаты дает метод испытания пород в условиях трехосного напряженного состояния на стабилометрах. Данный метод позволяет испытывать любые породы при обжатии их наперед заданным боковым давлением, что ближе отвечает состоянию горных пород в природных условиях и дает наиболее надежные результаты их прочностных и деформационных свойств [4, 10].

Прочность горных пород изменяется под действием ряда природных и техногенных факторов. Методика и техника определения прочности пород с учетом плотности, влажности, порового давления, скорости нагружения, длительности действия нагрузок и т. д. изложены в работах [13, 18, 121].

Экспериментальные данные лабораторных испытаний горных пород обрабатываются с помощью методов математической статистики [33, 34].

В работе [10] отмечается, что лабораторными испытаниями образцов горных пород можно добиться показателей физико-механических свойств, близких к их значениям в массиве. При этом угол внутреннего трения, полученный в лабораторных условиях, можно принимать равным углу внутреннего трения в массиве, а для перехода от сцепления в куске к сцеплению в массиве используется коэффициент структурного ослабления.

Однако опыт испытания прочностных свойств массива доказывает зависимость угла внутреннего трения породного массива от размеров структурных блоков, что противоречит ранее принятым представлениям о близких значениях угла внутреннего трения в массиве и образце.

Таким образом, лабораторный метод испытания горных пород позволяет установить характеристики сопротивления сдвигу практически для всех литологических разностей массива и для различных условий загружения, но не учет масштабного фактора и структурной неоднородности массива приводит к значительным погрешностям при определении величины сцепления и угла внутреннего трения. Для определения прочностных характеристик горных пород в массиве требуются дополнительные исследования (например, установление коэффициента структурного ослабления и т.д.).

Более достоверные значения прочностных свойств горных пород могут быть получены в результате натурных испытаний, которые производятся непосредственно в массиве путем среза гидродомкратом породных призм. Этому вопросу посвящены работы Г.Л. Фисенко [10], И.И. Попова и Р.П. Окатова, Ф.К. Низаметдинова [5—7, 25], П.С. Шпакова [27, 32] и многих других. Натурными испытаниями породных призм погрешность определения величины сцепления массива уменьшается, хотя масштабный фактор и структурная неоднородность учитываются лишь частично, в связи с несоизмеримостью параметров сдвиговых призм и карьерных откосов. Однако процесс натурных испытаний пород на прочность является трудоемким, сопряженным с большими трудностями по нарезке и сдвигу призм.

Обобщенные показатели прочностных свойств пород по поверхностям скольжения могут быть надежно получены методом обратных расчетов по результатам съемок естественных или искусственно вызванных обрушений и оползней. Метод обратных расчетов позволяет установить прочностные свойства пород массива с учетом множества факторов, влияющих на его устойчивость, но в связи с тем, что в результате получаются усредненные характеристики прочности для данной конкретной

оползневой призмы, область применения этих показателей значительно сокращается.

Приближенная оценка прочностных свойств горных пород может быть выполнена косвенным методом на основании установления достоверных корреляционных зависимостей между составом, строением, состоянием и прочностными характеристиками пород [3, 25, 35].

Целью изучения физико-механических свойств горных пород является установление расчетных прочностных и деформационных характеристик исследуемого массива. Наиболее объективные расчетные характеристики свойств пород с учетом их строения и состояния могут быть получены при анализе маркшейдерско-геодезических наблюдений за деформациями карьерных откосов [1, 10], результаты которых служат неисчерпаемым источником для научных исследований, оценок и прогнозов.

Прочность контактов пород — один из основных показателей устойчивости анизотропного массива, который определяется в лабораторных и натуральных условиях. Изучением прочностных характеристик контактов пород занимались такие ученые, как Г.Л. Фисенко, Н.Н. Куваев, Б.К. Абрамов, В.Т. Сапожников, Ю.М. Карташов, Б.В. Матвеев, Г.В. Михнев, А.Б. Фадеев, Р.П. Окатов, Ф.К. Низаметдинов, Б.В. Несмиянов и др.

Каждый из методов исследования прочностных характеристик пород горного массива и породных контактов имеет определенные достоинства и недостатки. Поэтому нельзя подходить к вопросу изучения физико-механических свойств пород односторонне, необходимо комплексное использование различных методов и их разумное сочетание.

В настоящее время продолжаются работы, направленные на усовершенствование методов и технических средств определения свойств пород в условиях, максимально приближающихся к натуральным, и на выявление роли отдельных факторов структурной и физической неоднородности на свойства пород в массиве путем использования для этой цели модельного эксперимента.

Анализ литературных источников по исследованию физико-механических свойств горных пород показывает, что современные методы их определения и изучения в основном удовлетворяют требования к решению задач обеспечения устойчивости карьерных откосов для относительно простых горно-геологических условий. Сложность же горно-геологических условий требует более обоснованного комплексного подхода к определению и выбору расчетных характеристик прочности для каждой литологической разности пород, заключающегося в использовании различных методов на основе рационального их сочетания. Поэтому дальнейшие исследования следует посвятить разработке методики комплексного использования результатов лабораторных, натурных испытаний и обратных расчетов, позволяющей получить наиболее обоснованные и адекватные соответствующие расчетной схеме показатели прочностных свойств для каждого типа пород приборового массива и породных контактов.

2.5. ВЛИЯНИЕ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ НА СОСТОЯНИЕ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Изучению динамики и механизма оползневого смещения, а также характера изменения прочности пород посвящены исследования М. Н. Гольдштейна, Е. П. Емельяновой, Н. Н. Маслова, Г. Л. Фисенко, П. Н. Панюкова, С. С. Вялова, Г. И. Тер-Степаняна, К. Терцаги, А. М. Демина и др.

Возникновение оползневых явлений исследователи связывают с проявлением фактора длительной прочности глинистых пород и их контактов с другими литологическими разностями.

Так, к группе пород, характеризующихся высокой степенью ползучести и пластичности, Г. Л. Фисенко [10] относит все горные породы, содержащие глинистые минералы, каменные и калийные соли, а также все другие породы в массиве, имеющие кососекущую трещиноватость, материал — заполнитель которых обычно проявляет повышенную склонность к пластическому деформированию.

Закономерности снижения прочности пород во времени в лабораторных условиях изучали многие отечественные и зарубежные исследователи. Лабораторные методы испытаний предела длительной прочности доступны и относительно просты. Однако в лабораторных условиях невозможно достоверно воспроизвести естественные условия залегания пород в массиве.

Надежные данные об изменении прочности пород в зонах сдвига можно получить только на основе геодезических наблюдений за деформациями [13, 76 и др.]. Роль фактора времени изначально была оценена при натурных наблюдениях за деформациями. Установленная при этом зависимость критических значений сопротивления сдвигу от времени обрушения откосов свидетельствует о том, что предел прочности твердых трещиноватых пород наступает в результате весьма медленного процесса. Поэтому реологические процессы в массивах твердых пород целесообразно принимать во внимание для карьеров, глубины которых измеряются сотнями метров.

Физическую сущность деформирования глинистых пород, обладающих вязкостью и ползучестью, исследователи объясняют по-разному. Г.Л. Фисенко [10], исходя из структуры глинистых пород, проявление пластических деформаций видят за счет изгиба или расправления глинистых минералов (хаотически расположенных вытянутых гибких пластинок) в зависимости от изменения величины приложенных нагрузок. А.У. Скэмптон, Л. Шукле и другие исходят из процесса переориентации расположенных в хаотическом порядке чешуйчатых глинистых частиц в направлении сдвига и образования «непрерывных лент» в зоне сдвига (поверхности скольжения) в результате изменения порового давления, вызванного перераспределением эффективного и нейтрального давления. Н.Н. Маслов [13] деформации во времени жестких глинистых пород объясняет нарастающим разрывом хрупких связей структурного сцепления κ_c . Связность глинистых пород Σ_{ω_c} , обуславливающая их пластичность и реологические свойства, по его мнению, может даже возрастать во времени при уплотнении породы и вследствие коллоидных процессов тиксотропии и синерезиса. По М.Н. Гольдштейну [87]

интенсивность процесса деформирования определяется физико-химической природой структурных связей. Различие результатов он объясняет небольшим восстановлением межчастичных связей в условиях медленно нарастающей деформации. Ильин [76] отмечает, что деформацию глинистой породы целесообразно рассматривать как следствие одновременного развития дефектов и переориентации минеральных частиц.

При всем многообразии объяснений природы пластичности глинистых пород общим является положение о том, что деформация ползучести происходит за счет перераспределения напряжений, действующих в породе.

В работах [1, 76] исследователи выделяют три подхода к определению прочности глинистых пород, изменяющейся в процессе ползучести (рис. 2.6):

- прочность пород при увеличении длительности нагружения стремится к нулю (кривая 1), при этом предельная прочность τ_{np} соответствует сроку службы t_{np} исследуемого объекта [1];

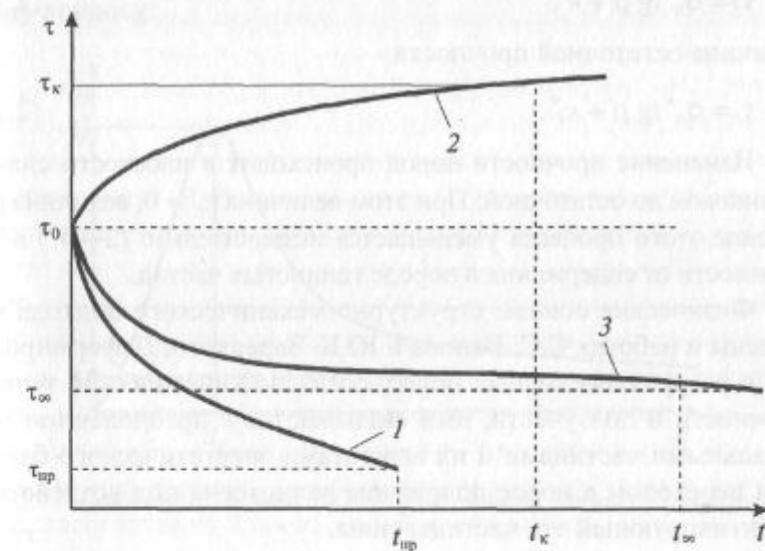


Рис. 2.6. Зависимость прочности глинистых пород от времени

- при длительном испытании прочность возрастает и стремится к некоторому значению τ_∞ (кривая 2), которое выше мгновенной прочности τ_0 ;
- при длительном действии нагрузки сопротивление сдвига снижается со временем не безгранично, а до определенного, постоянного для конкретной породы значения, асимптотически приближаясь к так называемому пределу длительной прочности τ_∞ (кривая 3).

Анализ результатов изучения деформирования глинистых пород в массиве позволяет сделать вывод о том, что для каждого типа глинистых пород существует свой предел длительной прочности. А. Скэмптон утверждает, что имеется определенный предел сопротивляемости породы сдвигу применительно к заданному эффективному давлению. При достижении пиковой прочности (рис. 2.7) сопротивляемость глинистой породы начинает уменьшаться до определенной остаточной прочности, возникает ярко выраженная поверхность скольжения.

Пиковая прочность (сопротивление)

$$\tau_f = \sigma_n' \operatorname{tg} \rho + \kappa', \quad (2.11)$$

величина остаточной прочности

$$\tau_r = \sigma_n' \operatorname{tg} \rho + \kappa'_r. \quad (2.12)$$

Изменение прочности пород происходит в плоскости сдвига от пиковой до остаточной. При этом величина $\kappa'_r \approx 0$, величина ρ в течение этого процесса уменьшается незначительно ($2-4^\circ$) в зависимости от содержания в породе глинистых частиц.

Физические основы структурно-механического подхода изложены в работах С.С. Вялова и Ю.К. Зарецкого. Деформирование и разрушение горных пород, согласно кинетической теории прочности и ползучести, ими связываются с преодолением минеральными частицами и их агрегатами энергетического барьера и переходом в новое положение равновесия под воздействием активирующей эти частицы силы.

Таким образом, анализ механизма нарушений устойчивости карьерных откосов дает основание утверждать, что развитие

деформаций массива горных пород захватывает определенный период времени, начиная с момента изменения природного напряженного состояния пород в процессе формирования уступов, т.е. любое нарушение устойчивости, даже обрушение, имеет «скрытую» стадию подготовки, в процессе которой происходит последовательное разрушение многочисленных структурных связей. Поэтому очевидно, что на устойчивость откосов уступов и бортов карьеров наряду со структурными особенностями массива и его прочностными характеристиками оказывает влияние фактор времени.

Исследования устойчивости бортов карьеров с учетом фактора времени проводились Г.Л. Фисенко, А.М. Мочаловым, В.И. Веселковым, Г.Б. Афанасьевым (ВНИМИ), А.И. Арсентьевым, В.А. Падуковым (ЛГИ), А.Н. Могилко, Н.Н. Куваевым (УкрНИИпроект), Ю.И. Туринцевым (Унипромедь), А.И. Ильиным, А.М. Гальпериным, В.И. Стрельцовым (ВИОГЕМ) и др.

Основные принципы расчета параметров бортов карьеров и отвалов с учетом реологических свойств горных пород изложены в работах [76, 100], здесь же приведен анализ литературы по этому вопросу.

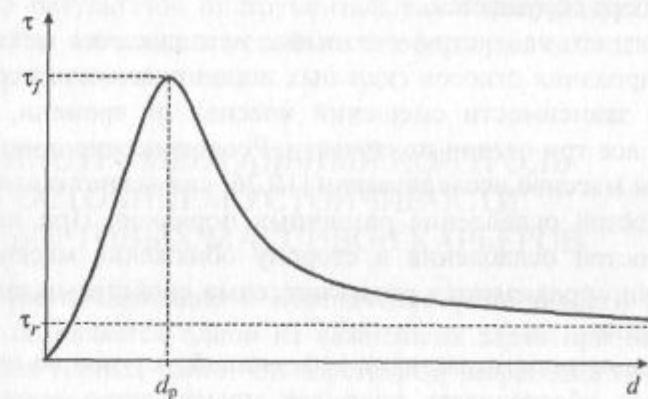


Рис. 2.7. Зависимость прочности переуплотненной глины от деформации сдвига:

τ_f — пиковая прочность; τ_r — остаточная прочность; d_p — разрушающая деформация образца

Отправным этапом прогноза геомеханических процессов является инженерно-геологическая схематизация массива и выбор расчетной механической модели применительно к отдельным горно-геологическим ярусам. Изменение во времени прочности и развитие сдвиговых деформаций пород в бортах карьеров целесообразно оценивать по аналитическим зависимостям, полученным на основе теорий фильтрационной консолидации, ползучести и структурной механики грунтов [76, 100].

А.И. Арсентьев [52] отмечает, что горный массив ведет себя как упруго-пластическое тело, деформации которого развиваются во времени. Имеющиеся к настоящему времени методы расчета устойчивости откосов не учитывают в явной форме фактор времени. Учет фактора времени представляет определенные трудности, и по этому вопросу накоплено еще недостаточно материала.

Для оценки влияния времени на устойчивость бортов В.А. Падуков предложил использовать законы термодинамики и рассматривать борт как термодинамически изолированную систему, в которой по мере стояния происходит приращение удельной энтропии борта. Когда энтропия достигает критического уровня, борт обрушается.

Многолетние инструментальные исследования механизма деформирования откосов скальных пород позволили получить графики зависимости смещений массива от времени, включающие все три стадии ползучести. Реологические процессы в скальном массиве исследователи [10, 76] связывают с наличием поверхностей ослабления различных порядков. При падении поверхностей ослабления в сторону обнажения массива деформации определяются реологическими свойствами заполнителя трещин.

Закономерности развития деформаций уступов во времени позволяют обеспечивать надежное производство вскрышных работ с использованием управляемого обрушения пород. Однако все рекомендации по управляемому обрушению носят частичный характер в связи с эмпирическим путем их получения и не могут быть перенесены на другие объекты.

Анализ литературных источников по управлению долговременной устойчивостью карьерных откосов позволяет сделать следующие выводы.

Продолжительность обнажения поверхности горного массива значительно влияет на его устойчивость.

С ростом глубины карьеров возникает необходимость определять параметры горных выработок с учетом фактора времени по мере углубки горных работ и срока отстройки стационарных уступов.

Учет реологических процессов при оценке длительной устойчивости карьерных откосов рекомендуется выполнять эмпирическим путем на основе инструментальных наблюдений в условиях конкретных объектов. Однако остается открытым вопрос об определении параметров откосов в случаях изменения горно-геологических условий (с ростом глубины или при освоении новых месторождений).

Поэтому следует обратить внимание на дальнейшее совершенствование методики учета реологических процессов, происходящих в массиве, на основе кинетической (термоактивационной) теории прочности твердых тел и комплексного использования результатов инструментальных маркшейдерских наблюдений за состоянием устойчивости карьерных откосов и обратных расчетов оползней.

2.6. ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЙ КОНТРОЛЬ ЗА СОСТОЯНИЕМ УСТОЙЧИВОСТИ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ КАРЬЕРОВ

Прогнозирование и обеспечение устойчивости карьерных откосов является одной из важнейших задач при ведении открытых горных работ. Своевременная разработка мероприятий по управлению бортовыми массивами во многом зависит от достоверного знания условий и причин, вызывающих возникновение деформаций. Для полноты оценки факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов, необходимо учитывать: вид нарушения устойчивости; активность процесса разрушения;

периодичность нарушения устойчивости; вид объекта деформации; параметры деформированной горной выработки; характер разрушения объекта; отношение размеров разрушенного участка ко всей горной выработке; характеристику пород, в которой развивается деформация; условия залегания пород; размеры разрушения; мощность смещенных масс; длительность развития деформаций; характер и конфигурацию поверхности разрушения (скольжения). Информацию такого рода невозможно получить без систематических маркшейдерских натурных наблюдений, служащих наиболее надежной основой для осуществления прогноза устойчивости горных выработок [76].

Основные требования к производству маркшейдерских наблюдений за состоянием откосов на карьерах изложены в работах ВНИМИ [8—10, 77]. В соответствии с ними на карьерах необходимо выполнять следующие виды работ: систематическое визуальное обследование состояния откосов с целью выявления зон и участков возможного проявления деформаций; упрощенные кратковременные маркшейдерские наблюдения при интенсивном развитии деформаций откосов на отдельных участках или уступах карьера; высокоточные инструментальные наблюдения по профильным линиям за развитием деформаций бортов карьера; наблюдения за оседанием прибортовых участков земной поверхности и участков уступов; съемки с целью паспортизации уже проявившихся оползней и обрушений уступов; систематический маркшейдерский контроль за соблюдением проектных параметров откосов уступов и бортов карьеров.

На основе визуального обследования устанавливаются оползневые зоны, планируются мероприятия по снижению воздействия деформаций на производство горных работ, места за-кладки наблюдательных станций, намечаются содержание и объем инструментальных наблюдений и съемок.

Инструментальные наблюдения на постоянных бортах карьеров проводятся с целью изучения закономерностей в развитии деформаций бортов с самого начала их образования. По результатам наблюдений можно выявить характер и оценить степень опасности деформирования, дать прогноз относительно

его дальнейшего развития. Точность инструментальных наблюдений должна быть максимально высокой (5—7 мм).

Основной целью упрощенных наблюдений является прослеживание динамики деформирования откосов во времени и пространстве.

На основании паспортизации нарушений устойчивости на карьерах проводится накопление и систематизация полных и объективных сведений о характере и причинах прошедших деформаций. Это позволяет анализировать и обобщать причины возникновения деформаций, разработать меры по их предупреждению и ликвидации. Кроме того, данные паспортизации способствуют уточнению прочностных характеристик горных пород, слагающих прибортовые массивы карьеров.

Использование метода обратных расчетов, основанного на данных определения геометрии оползневых призм, дает возможность получить прочность пород в массиве и на этой основе оценить устойчивость горных выработок.

Рекомендуемые инструкцией [77] способы наблюдений за деформациями откосов требуют присутствия людей в опасных зонах и весьма трудоемки в исполнении. Они не позволяют обеспечить необходимый объем, объективность и своевременность документирования нарушений устойчивости. Специальных способов наблюдений за развитием обрушений уступов в связи с труднодоступностью объектов и неприменимостью контактных методов измерений в инструкции не приводится.

Поэтому для решения этой проблемы в работе [76] предлагается метод безреперного определения векторов сдвижения с помощью аэрофотограмметрии для последующего определения по ним поверхности скольжения деформирующихся массивов. Этот метод значительно упрощает полевые и камеральные работы при съемке оползней на карьерах, упрощает работы по сбору и обработке исходного материала для оценки прочности пород в массиве. Однако он имеет ограниченное применение как по техническим причинам, так и по точности выполняемых работ (погрешность в плане $M_x, M_y = 480$ мм, по высоте $M_h = 300$ мм) и для высокоточных инструментальных наблюдений за состоянием откосов уступов и бортов карьеров не приемлем.

А.Г. Григоренко рассматривает основные методы определения оползневых смещений: триангуляции (трилатерации), геодезические засечки (прямые, обратные, боковые), полигонометрия, створный, стереофотограмметрия, геометрическое и тригонометрическое нивелирование, которые используются на поверхности оползневого склона.

Из 12 способов маркшейдерского контроля за состоянием прибортовых массивов карьера Ю.И. Туринцев, Б.Д. Половов, В.А. Гордеев [78] на основе анализа показателя значимости выделяют приоритетные способы: определение относительных смещений контрольных пунктов производится автоматически измерительными приборами с дистанционной передачей информации; геометрическое нивелирование и гидронивелирование; плановая и пространственная трилатерация, измерение расстояний по профильным линиям светодальномерами; наклономерные измерения по профильным линиям; специальная наземная фототеодолитная съемка. Первый из приоритетных способов является наиболее перспективным, хотя в настоящее время используется в основном для контроля конструкций уникальных сооружений (плотины, дамбы и т.д.), в остальных приведенных способах присутствует трудоемкая работа, связанная с большим объемом закладки рабочих реперов на бермах и установки на них маркшейдерских приборов.

Передачу высотной отметки с одного уступа на другой предлагается выполнять геометрическим нивелированием с наклонным лучом визирования, для этого Е.В. Баклановым разработана нивелирная насадка, одеваемая на оправу объектива. На различных карьерах Казахстана апробированы и другие способы инструментальных наблюдений по профильным линиям с применением светодальномеров, фотограмметрической съемки и электронных тахеометров.

На основе анализа литературных источников по инструментальному контролю за состоянием устойчивости прибортовых массивов карьеров можно заключить, что при разработке сложноструктурных месторождений, являясь основой для выявления факторов и изучения причин деформаций карьерных откосов,

исходным материалом для определения прочности пород в массиве, организация систематических маркшейдерских инструментальных наблюдений за состоянием уступов и бортов карьеров представляет одно из первостепенных необходимых условий для успешного определения параметров устойчивых карьерных откосов и последующего управления бортовыми массивами.

Анализ методов инструментальных наблюдений за состоянием карьерных откосов показывает необходимость их дальнейшего совершенствования для сложных горно-геологических условий с использованием современных электронных приборов и информационных технологий. Следует также отметить, что кроме инструментальных маркшейдерских наблюдений за состоянием прибортовых массивов могут быть использованы геофизические методы (электрометрия и др.).

3. ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ РАБОТ ПО РАСЧЕТУ ПАРАМЕТРОВ И УПРАВЛЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТЬЮ БОРТОВ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

3.1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УСТОЙЧИВОСТЬ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ. КЛАССИФИКАЦИЯ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ГОРНЫХ ПОРОД ПО УСЛОВИЮ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Устойчивость карьерных откосов определяется напряженным состоянием прибортового массива горных пород. Напряженное состояние массива и условия его деформирования складываются из совокупности различных факторов.

Согласно [10,18] все факторы объединяются в две основные группы: природные и горно-технические. К природным факторам относятся: климатические (температура воздуха, количество осадков, режим ветров, температурный режим массива горных пород); геологические (состав, строение, состояние и свойства горных пород); гидрогеологические (наличие поверхностных вод и водоносных горизонтов, обводненность контактов и структурных нарушений). Горно-технические характеризуются способом вскрытия карьерного поля, системой разработки, способом отбойки горной массы, отвалообразованием и геометрическими параметрами карьера.

Основными факторами, влияющими на устойчивость откосов, являются:

- физико-механические свойства вмещающих пород и породных контактов;

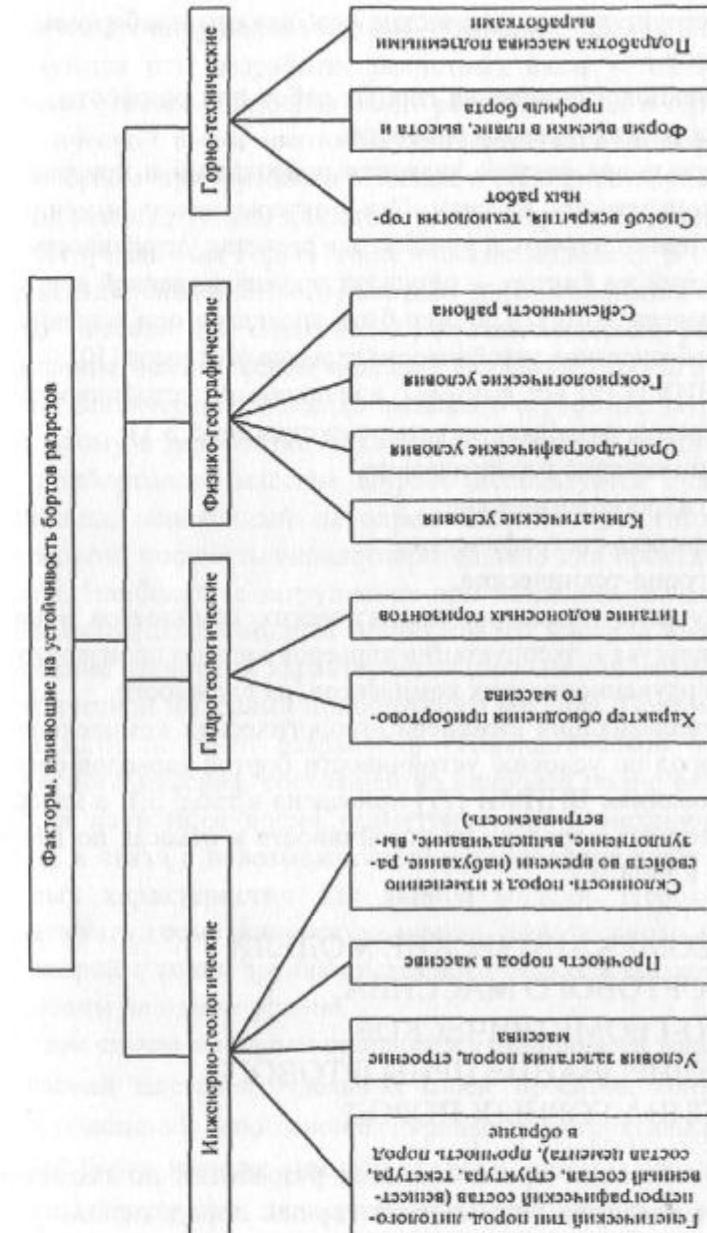


Рис. 3.1. Факторы, влияющие на устойчивость бортов разрезов

- структурно-тектонические особенности прибортовых массивов;
- технология ведения горных работ при разработке месторождения открытым способом.

Первые два фактора являются природными и присущи данному конкретному массиву. Эти факторы нельзя изменить, их можно только изучить и учитывать в расчетах устойчивости откосов. Третий же фактор — результат производственной деятельности человека, который должен быть управляем при решении проблемы обеспечения устойчивости карьерных откосов [10].

ВНИМИ [9] все факторы, влияющие на устойчивость бортов разрезов, разделяет на четыре группы (рис. 3.1):

- 1) инженерно-геологические;
- 2) гидрогеологические;
- 3) физико-географические;
- 4) горно-технические.

Изучение инженерно-геологических комплексов в период строительства и эксплуатации карьеров должно производиться с учетом изученности этих комплексов, их сложности.

Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условию устойчивости бортов карьеров согласно исследованиям ВНИМИ [77] приведена в табл. 3.1, а классификация горных пород по их устойчивости в откосах по ВНИМИ [77] — в табл. 3.2.

3.2. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

В настоящее время имеются разработки по геометрическому моделированию массива горных пород, использующие различные способы математического описания поверхностей раздела литологических разностей массива горных пород и

тектонических нарушений. Однако последние практически не используются при разработке расчетных схем устойчивости карьерных откосов. Наиболее полно разработанные и строгие с математической точки зрения механические модели деформирования среды прибортового массива в механике горных пород применяются только для относительно простых условий (и соответствующих им горно-геологических моделей). В связи с существенной сложностью механизма деформирования приоткосного массива для сложных горно-геологических условий его описание механической моделью на основе строгого механико-математического подхода вызывает серьезные затруднения. Поэтому в разработке механической модели деформирования прибортового массива широко используется инженерный подход, основанный на определенных упрощениях, но позволяющий получить удовлетворительные для практики результаты. Наибольшее затруднение при исследовании элементов геомеханической модели прибортового массива вызывает обоснование расчетных характеристик ни с механической, ни с геометрической моделями прибортового массива. Поэтому нет смысла идти по пути разработки геомеханической модели приоткосного массива, состоящей из наиболее полно разработанных в настоящее время геометрической и механической моделей, в связи с невозможностью установления адекватных расчетных характеристик для данной модели. Необходимо разрабатывать геомеханическую модель приоткосного массива, в которой с точки зрения системного подхода ее элементы исследованы на одном уровне.

В этом случае основным становится строение всей толщи пород, условий залегания отдельных слоев, прослоев, контактов, трещин, положений депрессионных кривых, конструктивных особенностей борта, наличие внешней нагрузки, которые определяют положение поверхности скольжения, механизм, динамику, морфологию и масштабы оползней. Для правильного выбора расчетных показателей, при уже известной морфологии оползневого

*Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условию устойчивости бортов
карьеров согласно исследованием ВНИМИ [77]*

Таблица 3.1

| Характеристика комплекса | Характеристика комплексов по условиям сложности залегания пород | | |
|---|--|---|---|
| | 1-я подгруппа Простые | 2-я подгруппа Средней сложности | 3-я подгруппа Сложные |
| I группа Комплексы крепких скальных пород, прочность в образце $\sigma_{ck} > 80$ МПа | Горизонтальное, пологое и на- клонное залегание; выдержанность пород по мощности и пространнию; разрывные на- рушения и дополнительная складчатость совершило отсутствуют или весьма немно- гочисленны | Наклонное и крутое залегание; серия зон дробления и разрывы нарушения, иногда со значительным перемещением по- род | Наклонное и крутое залегание, интенсивная складчатость; раз- витие дизьюнктивных наруше-ний, значительное количество незакономерно расположенных тектонических трещин большого протяжения крутого и пологого падения, секущие формы инту- рий |
| II группа Комплексы измененных скальных | Печенные месторождения некоторых Кривого Рога, Агасуйское же- лезорудное месторождение | Горизонтальное, пологое и Лебединское железорудные месторож- дения, Риддерское и Тишин- ское месторождения | Алтын-Топканское свинцово-цинковое, Абаканское железо-рудное месторождения; некото- рые месторождения Кривого Ро- га, Дашкесанская железорудное месторождение |
| | Спокойное горизонтальное или пологое залегание, слабая фа-циональная изменчивость | Горизонтально, пологое, на- клонное и крутое залегание, частое чередование пород, не одолженное рядом пликатив- ных и полускальных пород со средней прочностью в об- разце $\sigma_{ck} > 8 + 80$ МПа | Наклонное и крутое залегание, частое чередование пород, не выдержаных по мощности и |
| III группа Комплексы слабых пород, прочность в образце $\sigma_{ck} < 8$ МПа | Горизонтальное и пологое залегание, слабая фациальная из- менчивость пород, относительно простые гидрогеологические условия (по вмещающим поро- дам и по характеру залегания водоносных горизонтов) | Горизонтальное и пологое залегание, значительная фа-циальная изменчивость, довольно сложные гидрогеологические условия | Горизонтальное, пологое и крутое залегание, сильная фациаль- ная изменчивость, развитие дизьюнктивных нарушений, сложные гидрогеологические условия |
| | Никольский марганцевый бассейн, комплекс покровных отложений Соколовского, Сарбайского и Лебединского (КМА) железорудных месторождений, Часов-Ярское и Первомайское месторожде-ния отнесупорных глин | Подмосковный буроугольный бассейн, Керченское железоруд-ное месторождение, комплекс рыхлых отложений Зыряновско-го месторождения, Кумкуру-ское, Ириш-Бородинское, Наза-ровское, Илатское, Абаканское, Березовское и Титинское буро-угольные месторождения | Северо-Уральские буроугольные месторождения, Южно-Ураль-ский буроугольный бассейн; Боровичское месторождение отне-упорных глин |

Таблица 3.2

Классификация горных пород по их устойчивости в откосах согласно исследованиям ВНИИМи [77]

| Группа пород | Общая характеристика | Основные представители горных пород этой группы | Основные показатели устойчивости откосов |
|-----------------------|---|--|---|
| I. Крепкие (скальные) | $\sigma_{ck} > 80$ МПа; слабо трещиноватые, слабовыетретые, метаморфические породы, кварцевые пещанки, известняки и кремнистые конгломераты | Невыетретые, слабовыетретые и кварцевые пещанки, известняки и кремнистые конгломераты | Характеристики сопротивления сдвигу по поверхности ослабления ρ' и K' и элементы залегания этих поверхностей |
| II. Средней крепости | $\sigma_{ck} > 8+80$ МПа; трещиноватые, интенсивно выветриваются, не набухают, не размокают, не пластины | Выветрелые разности изверженных и метаморфических пород, глинистые и песчано-глинистые сланцы, глины и известковые пещанки, аргиллиты, алевролиты, мергели, известковые конгломераты и брекчи, известняк-ракушечник, ути | Характеристики прочности пород в образце ρ и k , по поверхности ослабления ρ' и K' , элементы залегания поверхности ослабления, характер и интенсивность трещиноватости |
| III. Слабые | $\sigma_{ck} < 8$ МПа; набухают, размокают, пластины, интенсивно выветриваются и опускаются, отслаивают | Сильновыетретые или полностью дезинтегрированные и метаморфические, а также выветрелые разности осадочных пород второй группы; некоторые виды сланцев, аргиллитов и песчаников (галько-хлоритовые сланцы, «мыльники», красные песчаники Джезказгана и др.) | Характеристики ρ и k , ρ' и K' , интенсивность трещиноватости, залегания поверхности ослабления, водонасыщенность и напорные воды |

тела, рекомендуется определение характеристик прочности с учетом физического и напряженного состояний горных пород в зоне поверхности обрушения в количестве, достаточном для статистической обработки.

Известны два подхода математического описания геологических объектов массива горных пород: детерминированный и вероятностный [73]. Их использование при решении целого ряда задач горного производства привело к разработке широкого диапазона методов математического моделирования массива горных пород, в связи с чем разработаны классификации горно-геометрических моделей.

Представляет интерес классификация [73]. Из множества математических моделей выделены следующие подмножества (классы):

- 1) детерминированные;
- 2) статистические;
- 3) конечно-разностные;
- 4) разностно-статистические;
- 5) стационарные;
- 6) нестационарные;
- 7) анизотропные.

В каждом классе математических моделей можно выделить уровни описания следующими функциями:

- 1) постоянными;
- 2) линейными;
- 3) полиноминальными;
- 4) дробно-полиноминальными;
- 5) гармоническими;
- 6) топографиями.

Тип моделей определяется как совокупность моделей, принадлежащих пересечению класса моделей с уровнем моделей. Правильно выбранный тип моделей позволяет получить вполне удовлетворительные результаты моделирования для решения различных задач горного производства.

Геометрическое моделирование сложных горно-геологических условий прибортового массива для решения задач обеспече-

ния устойчивости карьерных откосов не нашло пока широкого распространения. Следует согласиться с авторами, которые отмечают, что в общепринятых методиках расчета устойчивости положения бортов карьеров [8,10] явно не учитывается (за исключением простейших случаев) произвольная структура прибортового массива горных пород. Хотя учет ряда факторов, определяющих степень устойчивости приоткосного массива, может быть произведен на основе явного описания геологической структуры массива, геометрических параметров бортов и отдельных уступов, уровней грунтовых вод, внешней нагрузки и т.д.

Моделирование горно-геологических условий может производиться по координатам узловых точек, отражающих положение инженерно-геологических элементов. В связи с этим наиболее приемлемым является применение интерполяционной модели с полиномиальным уровнем описания, что позволит использовать ее в современных методах расчета устойчивости откосных сооружений для учета природных и техногенных условий горного массива.

Поэтому в дальнейшем следует уделить внимание разработке геометрической модели приоткосного массива для сложных горно-геологических условий.

3.3. ВЫБОР РАСЧЕТНОЙ МОДЕЛИ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ПРИ ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

3.3.1. Геомеханические модели прибортового массива

При исследовании устойчивости карьерных откосов объектом изучения является прибортовой массив горных пород (борт карьера). В наиболее общей постановке он рассматривается как единая механическая система, в связи с чем в исследовании ус-

тойчивости приоткосного массива широкое распространение нашел системный подход. Массив горных пород является сложной физической средой, обладающей целым рядом специфических особенностей, которые в значительной степени определяют его механическое состояние. В самом общем случае массив горных пород является физически дискретной, неоднородной, анизотропной средой, механические процессы деформирования которой носят нелинейный, временной характер. Математическое описание подобной среды является крайне сложным [3]. Поэтому при разработке методов расчета устойчивости прибортового массива, а следовательно, математического описания наблюдавшихся в нем процессов приходится прибегать к схематизации рассматриваемых явлений и свойств породного массива. В результате создается расчетная (геомеханическая) модель прибортового массива, приближенно отражающая действительную природу рассматриваемого процесса в горном массиве.

В [1] отмечается, что основные проблемы возникают не в части математического решения сложных задач, что в принципе возможно даже современной ЭВМ, не в разработке моделей, которых предложено много и весьма сложных, учитывающих многочисленные факторы, а в выборе этих моделей и достоверном определении входящих в них расчетных характеристик среды, что достижимо только при полном и весьма критическом понимании современных возможностей расчетной модели, производственного, лабораторного эксперимента и полевых исследований. Процесс деформирования и разрушения прибортового массива может протекать различно в зависимости от состава и свойств пород, слагающих борт карьера, как в виде хрупкого разрушения или путем пластического деформирования. Может существовать поверхность смещения или определенная зона разрушения. Поверхность разрушения может пересекать различные разновидности пород или проходить по наиболее ослабленному контакту. Поэтому для математического анализа механических процессов разрушения используют различные геомеханические модели, соответствующие определенным горно-геологическим условиям.

Разработка надежных геомеханических (расчетных) моделей горного массива невозможна без четкого представления о механизме деформирования пород в прибортовой зоне открытых горных выработок, что требует организации и проведения специальных натурных и лабораторных исследований. Одной из основных задач исследования механизма деформирования массива горных пород является выявление формы и местоположения поверхности скольжения [3]. Для решения поставленной задачи использовались данные многолетних исследований, выполненных на кафедре маркшейдерского дела и геодезии Карагандинского государственного технического университета, которые включали маркшейдерско-геодезические наблюдения за деформациями карьерных откосов, маркшейдерские съемки оползней бортов карьеров и отвалов, съемки и замеры элементов залегания пород с целью геометризации структурных свойств массива, моделирование на эквивалентных материалах откосов пород в сложных горно-геологических условиях залегания [2—4]. Насколько многообразны деформации на карьерных откосах можно судить по рис. 3.2—3.9.

П.С. Шпаковым в работе [3] с учетом мнения Г.Л. Фисенко разработана методическая основа для создания расчетной геомеханической модели, которая строится на основе геологической модели для решения определенной проблемы определенными методами. Отличие расчетной модели от геологической состоит в том, что помимо геологических факторов она должна учитывать механизм того процесса, для изучения которого она предназначена, а также используемые при этом методы анализа.

Принципиальная схема геомеханической модели прибортового массива включает в себя структурную модель массива, гипотезу о возможном характере смещения или деформирования и необходимые, согласно принятой гипотезе и выбранному методу анализа, прочностные характеристики прибортового массива (рис. 3.10) [3].

Из всего многообразия горно-геологических условий прибортового массива в [3], на основе проведенного в КарГТУ анализа фактического состояния откосов, инструментальных маркшейдер-

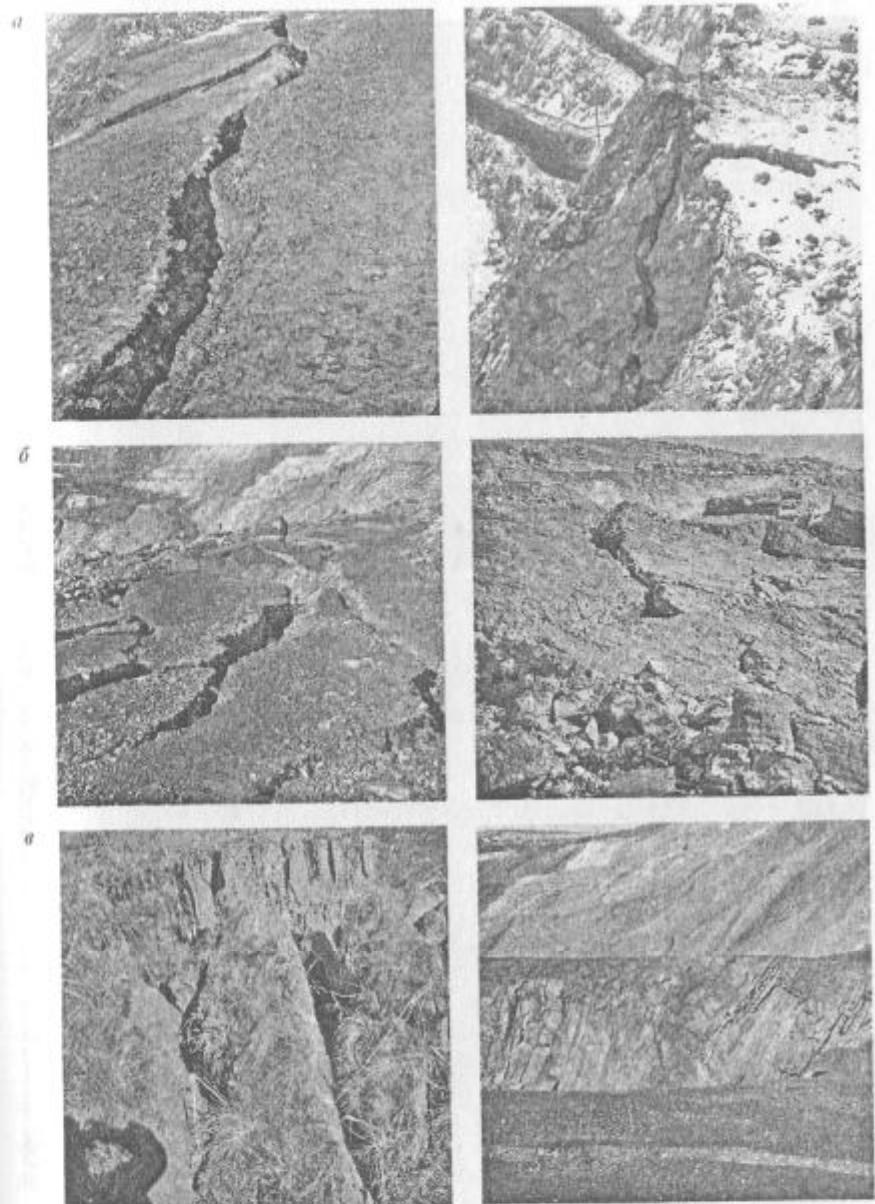


Рис. 3.2. Образование заколов и площадок отрыва:
а — заколы на уступах; б — заколы на бортах карьера; в — площадки отрыва (H_{90})

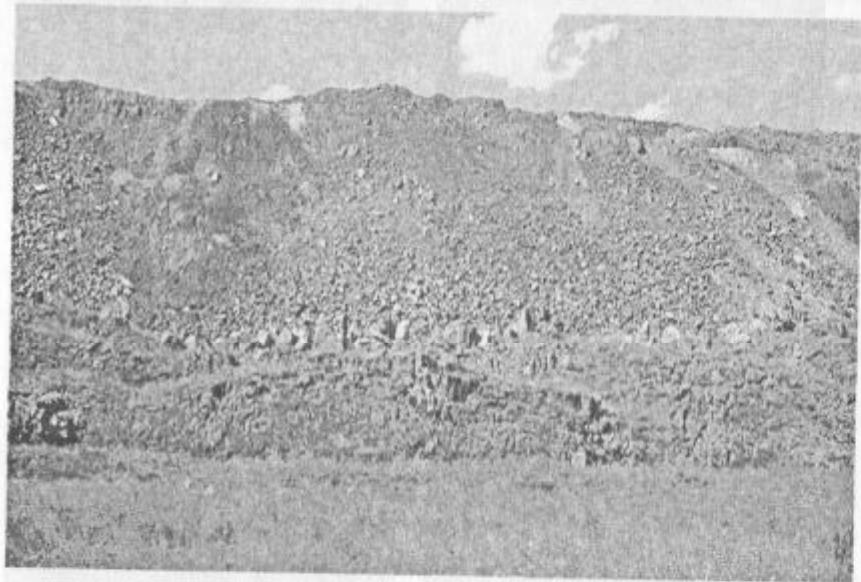
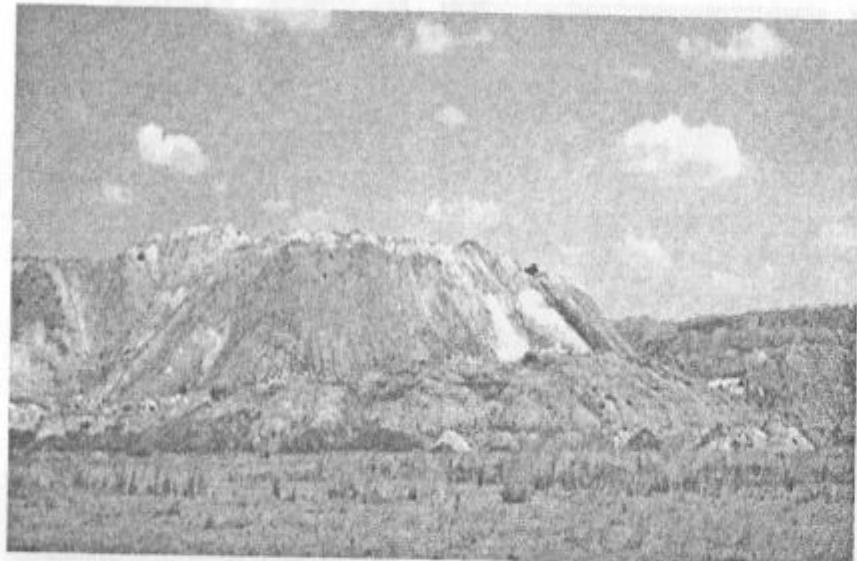


Рис. 3.3. Деформирование грунтов основания отвалов



Рис. 3.4. Деформирование карьерных откосов:
а — уступа борта карьера; б — борта карьера



Рис. 3.5. Оползень юго-восточного борта карьера «Гранатовый»



Рис. 3.6. Обрушение группы уступов в нижней части карьера «Восточный» Олимпиадинского ГОКа



Рис. 3.7. Оползень уступа

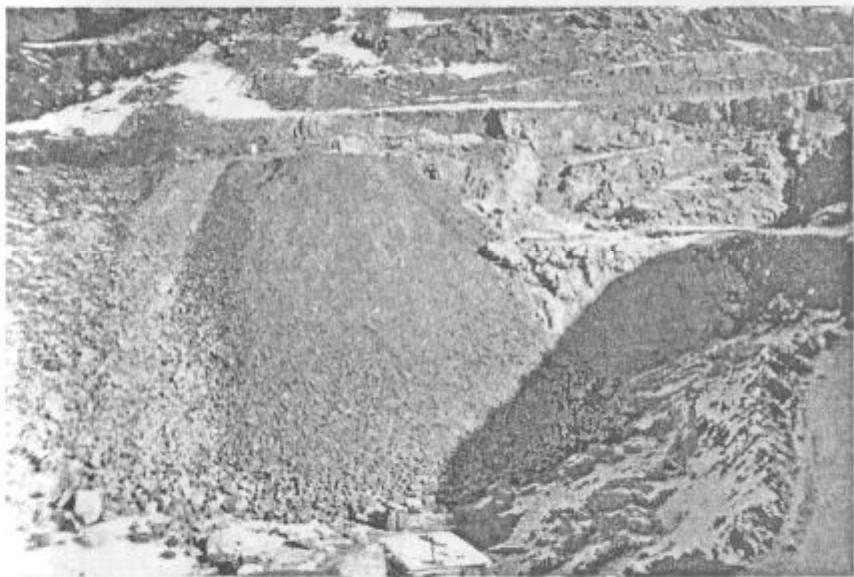


Рис. 3.8. Оползень и создание контрфорса на карьере «Золотая Тыра»

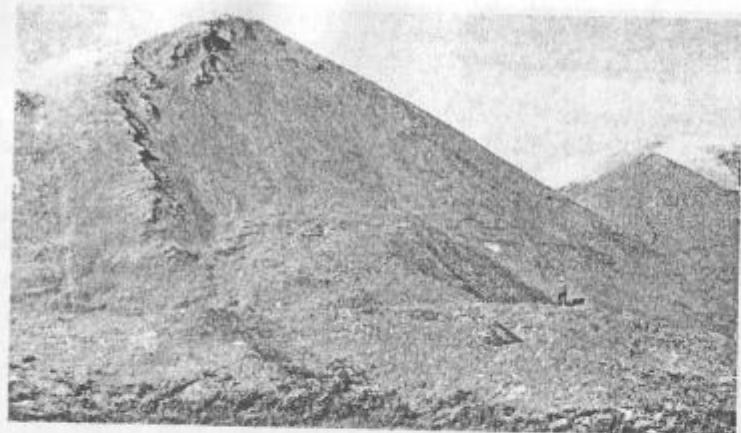
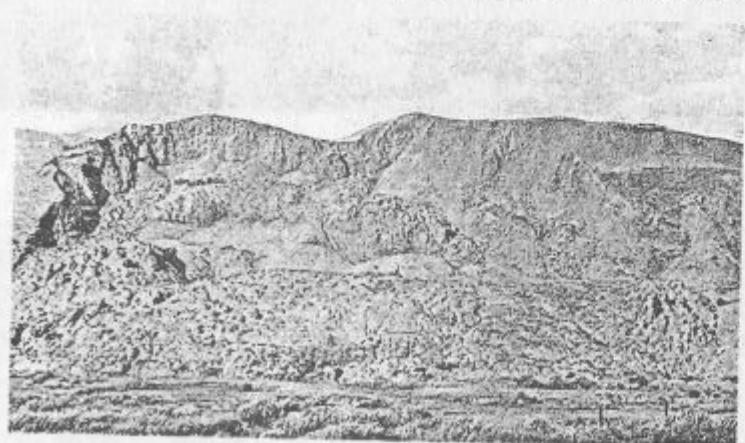
a*b**c*

Рис. 3.9. Оползни на отвалах:

a — оползень конусообразного отвала (ТБРу); *б* — оползень отвала бестранспортной вскрыши (ТБРу); *в* — оползень отвального массива на Качарском месторождении

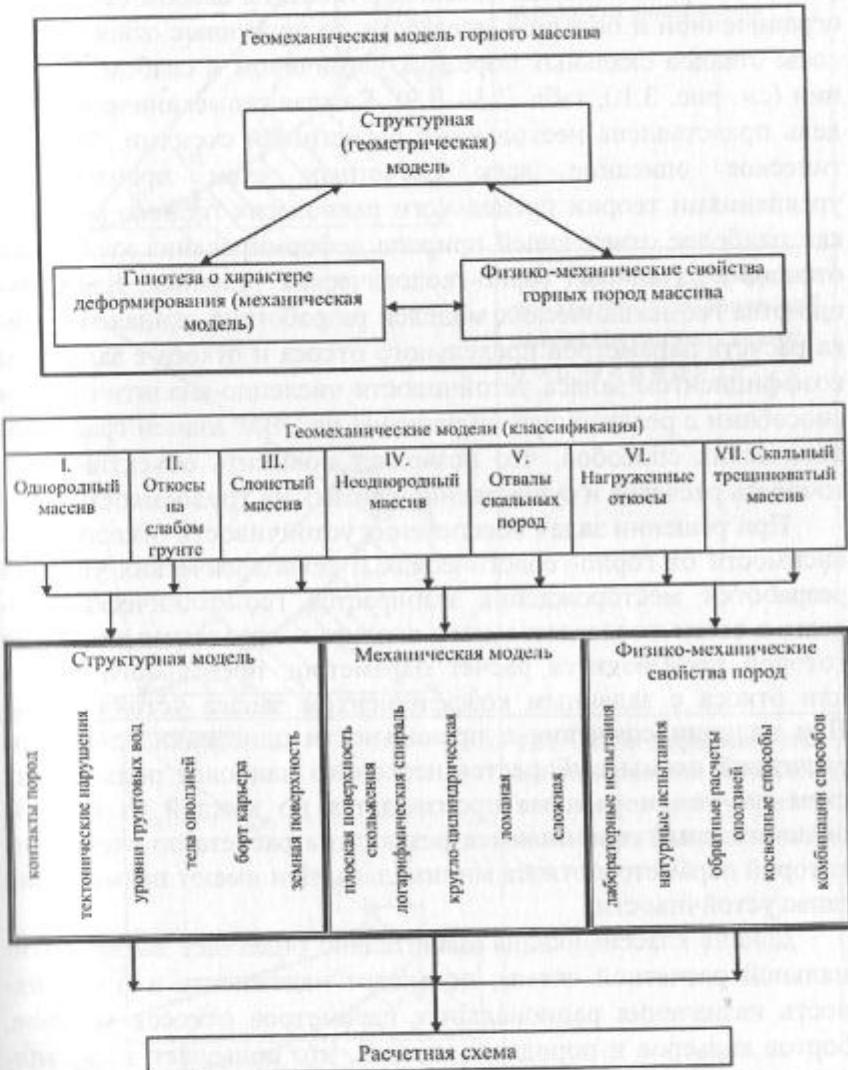


Рис. 3.10. Схема геомеханической модели прибрежного массива

Таблица 3.3

Геомеханические модели

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|--|
| | 1.1. Откос деформируется по экспоненциальной поверхности скольжения |
| | 1.2. Откос деформируется по круглоцилиндрической поверхности скольжения; $\alpha > \mu$, $\alpha < \mu$ и $\rho > 13^\circ$ |
| | 1.3. Откос деформируется по поверхности скольжения, аппроксимирующейся дугами двух окружностей; $\alpha < \mu$ и $\rho < 13^\circ$ |

ских наблюдений за проявлением оползней на карьерах и отвалах, теоретических положений и производственного опыта по предупреждению и борьбе с оползнями, а также данных моделирования, предложено семь геомеханических моделей приоткосного массива: однородный, неоднородный, слоистый и скальный трещиноватый массивы, откосы на слабом основании ограниченной и большой мощности, нагруженные откосы и откосы отвалов скальных пород на устойчивом и слабом основании (см. рис. 3.10, табл. 3.3—3.9). Каждая геомеханическая модель представлена несколькими расчетными схемами. Математическое описание всех расчетных схем производится уравнениями теории предельного равновесия горного массива, как наиболее отвечающей природе деформирования карьерных откосов в различных горно-геологических условиях. Для большинства геомеханических моделей разработана единая методика расчета параметров предельного откоса и откоса с заданным коэффициентом запаса устойчивости численно-аналитическими способами с реализацией их решения на ЭВМ взамен графоаналитических способов, что позволяет повысить объективность, точность расчетов и существенно снизить их трудоемкость.

При решении задач обеспечения устойчивости откосов в зависимости от горно-геологических и технологических условий разработки месторождения выбирается геомеханическая модель, а затем после детального анализа — расчетная схема, по которой производится расчет параметров предельного откоса или откоса с заданным коэффициентом запаса устойчивости. При наличии сомнения в правильности однозначного выбора расчетной схемы выбирается несколько наиболее подходящих схем расчета и расчеты производятся по каждой из них. За окончательный принимаются результаты расчета по схеме, для которой параметры откоса минимальны или имеют наименьший запас устойчивости.

Данная классификация значительно облегчает выбор оптимальной расчетной схемы, повышает надежность и оперативность назначения рациональных параметров откосов уступов, бортов карьеров и породных отвалов, что повышает эффективность открытой разработки месторождений [3, 4, 31, 57].

Таблица 3.4

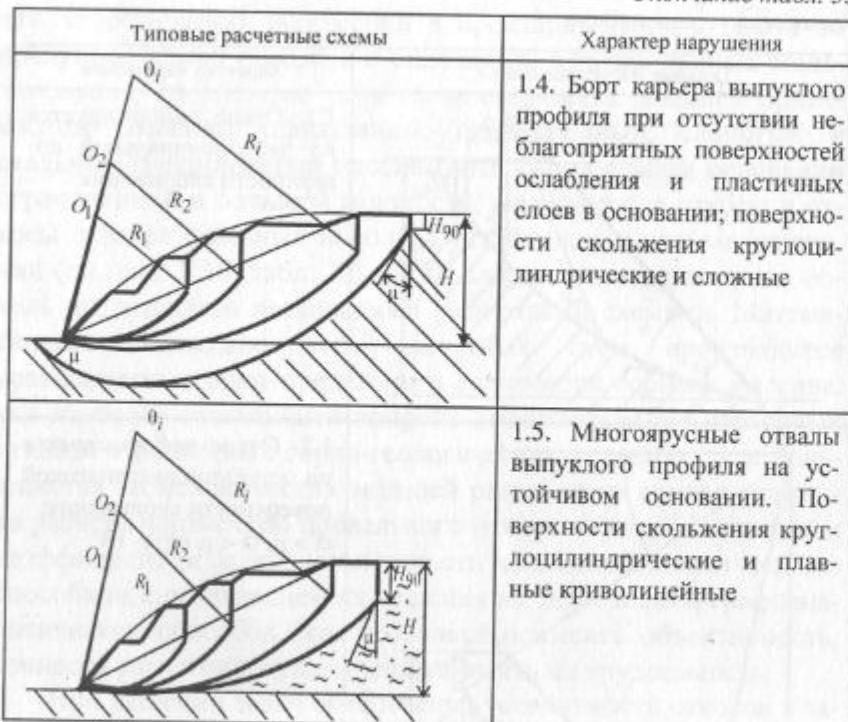
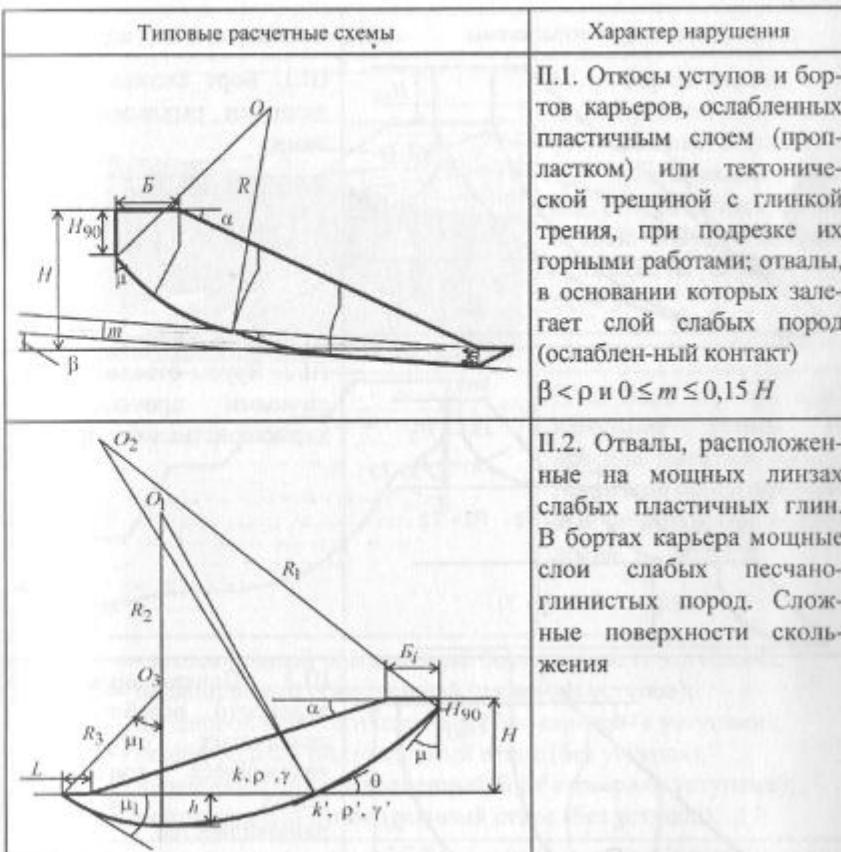
| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения | Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|--|--------------------|--|--------------------|
|  <p>I. Геомеханическая модель — однородный массив.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 3 расчетные схемы (I.1, I.2, I.3), табл. 3.3.</p> <p>II. Геомеханическая модель — откосы на слабом основании.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 2 расчетные схемы (II.1, II.2), табл. 3.4.</p> <p>III. Геомеханическая модель — слоистый массив.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 4 расчетные схемы (III.1, III.2, III.3, III.4), табл. 3.5.</p> <p>IV. Геомеханическая модель — неоднородный массив.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 2 расчетные схемы (IV.1, IV.2), табл. 3.6.</p> <p>V. Геомеханическая модель — отвалы скальных пород.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 2 расчетные схемы (V.1, V.2), табл. 3.7.</p> | |  <p>II. Геомеханическая модель — откосы на слабом основании.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 2 расчетные схемы (II.1, II.2), табл. 3.4.</p> <p>III. Геомеханическая модель — слоистый массив.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 4 расчетные схемы (III.1, III.2, III.3, III.4), табл. 3.5.</p> <p>IV. Геомеханическая модель — неоднородный массив.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 2 расчетные схемы (IV.1, IV.2), табл. 3.6.</p> <p>V. Геомеханическая модель — отвалы скальных пород.</p> <p>Данной геомеханической модели соответствуют 2 расчетные схемы (V.1, V.2), табл. 3.7.</p> | |
| <p>1.4. Борт карьера выпуклого профиля при отсутствии неблагоприятных поверхностей ослабления и пластичных слоев в основании; поверхности скольжения круглоцилиндрические и сложные</p> <p>1.5. Многоярусные отвалы выпуклого профиля на устойчивом основании. Поверхности скольжения круглоцилиндрические и плавные криволинейные</p> | | <p>II.1. Откосы уступов и бортов карьеров, ослабленных пластичным слоем (пропластком) или тектонической трещиной с глинистой трещиной, при подрезке их горными работами; отвалы, в основании которых залегает слой слабых пород (ослабленный контакт)</p> <p>$\beta < \rho$ и $0 \leq m \leq 0,15 H$</p> <p>II.2. Отвалы, расположенные на мощных линзах слабых пластичных глин. В бортах карьера мощные слои слабых песчано-глинистых пород. Сложные поверхности скольжения</p> | |

Таблица 3.5

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | III.1. Борт сложен обводненными рыхлыми породами. $k < 0,5H\gamma(1-\operatorname{tg}\varphi_n)\times(1-\operatorname{tg}\varphi_n/2)$ |
| | III.2. Ярусы отвалов с различными прочностными характеристиками пород |
| | III.3. Пликативные поверхности ослабления в складчатых структурах, являющиеся контактами пород различных разновидностей $n \leq 4$, где n — число полупериодов. Сложные поверхности скольжения |
| | III.4. Пликативные поверхности ослабления в складчатых структурах, являющиеся контактами пород различных разновидностей $n > 4$, где n — число полупериодов. Сложные поверхности скольжения |

Таблица 3.6

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | IV.1. Борты карьеров в неоднородном или слоистом массиве. Борт карьера произвольной формы. (эта расчетная схема в свою очередь подразделяется на шесть подсхем)* |
| | IV.2. Борт карьера произвольной формы. В массиве имеются неблагоприятно ориентированные поверхности ослабления |

*IV.1.1 — неоднородный обводненный борт карьера (с уступами);
IV.1.2 — неоднородный обводненный откос (без уступов);
IV.1.3 — неоднородный подтопленный борт карьера (с уступами);
IV.1.4 — неоднородный подтопленный откос (без уступов);
IV.1.5 — неоднородный необводненный борт карьера (с уступами);
IV.1.6 — неоднородный необводненный откос (без уступов).

Таблица 3.7

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | V.1. Отвалы скальных и полускальных пород на устойчивом основании $H = h/k$, где k — эмпирический коэффициент, определяемый характером распределения гранулометрического состава пород по высоте отвала; $k = 0,3 + 0,4$. |

Окончание табл. 3.7

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | V.2. Отвалы скальных и полускальных пород на слабом основании |

Таблица 3.8

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | VI.1-EL = 1; A5 = B/2 Расчет устойчивости нагруженных откосов с учетом характера распределения внешней нагрузки: от действия статических и динамических нагрузок, создаваемых тяжелым горно-транспортным оборудованием при его размещении на верхней площадке уступа или отвала; при размещении промышленных сооружений или отвалов вблизи верхней бровки карьера. Поверхность скольжения может возникнуть под любой точкой нагружения |
| | VI.2-EL = 2; A5 = B |
| | VI.3-EL = 3; A5 = B/2 |

Окончание табл. 3.8

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|-----------------------|
| | VI.4-EL = 4; A5 = B/2 |

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|-----------------------|
| | VI.5-EL = 5; A5 = B/2 |

Расчет устойчивости нагруженных откосов с учетом характера распределения внешней нагрузки: от действия статических и динамических нагрузок, создаваемых тяжелым горно-транспортным оборудованием при его размещении на верхней площадке уступа или отвала; при размещении промышленных сооружений или отвалов вблизи верхней бровки карьера. Поверхность скольжения может возникнуть под любой точкой нагружения.

Таблица 3.9

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | VII.1. Карьерный откос имеет одну систему продольных трещин пологого и наклонного согласного с откосом залегания ($\alpha > \lambda > \rho'$) |

Продолжение табл. 3.9

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | VII.2. Карьерный откос имеет одну систему продольных трещин наклонного и крутого согласного с откосом залегания ($\alpha \leq \lambda > \rho$) |
| | VII.3. Карьерный откос имеет две системы продольных трещин пологого и крутого согласного с откосом залегания ($\lambda_1 \neq \alpha \neq \lambda_2$) |
| | VII.4. Карьерный откос сложен одной системой диагональных трещин ($\alpha > \lambda$) |

| Типовые расчетные схемы | Характер нарушения |
|-------------------------|---|
| | VII.5. Карьерный откос имеет две системы диагональных трещин продольного и наклонного залегания ($\psi > \rho$) |
| | VII.6. Карьерный откос имеет две системы диагональных трещин крутого залегания ($\alpha \leq \psi$) |
| | VII.7. Карьерный откос имеет три системы трещин: одна — продольная пологая, вторая и третья — диагональные крутые согласно падающие |

Окончание табл. 3.9

VII. Геомеханическая модель — скальные массивы.

Данной геомеханической модели соответствуют 7 расчетных схем (VII.1, VII.2), табл. 3.9.

3.3.2. Анализ расчетной модели прибортового массива

Методологическую основу при исследовании устойчивости прибортового массива горных пород составляет системный подход, так как объекты, изучаемые в горно-геологическом аспекте, являются системными по своей сущности и внутреннему строению. И.П. Иванов [1] отмечает, что при исследовании устойчивости приоткосного массива изучают только те качества слагающих элементов и только те отношения между ними, которые определяют устойчивость системы (борта) как единого целого. Поэтому каждая подсистема должна быть рассмотрена с детальностью, необходимой и достаточной для оценки той системы, куда они входят как составной элемент. Это относится не только к прибортовому массиву, но и к его геомеханической модели, которая также является системой и состоит из составных частей (элементов).

Произведем анализ элементов геомеханических моделей. Структурная модель отражает природные и техногенные условия горного массива. Она характеризует объект: строение всей толщи пород, условия залегания отдельных слоев, тектонические нарушения, положение депрессионных кривых, конструктивные особенности борта, наличие внешней нагрузки. Моделирование горно-геологических условий может производиться по координатам узловых точек, отражающих положение инженерно-геологических элементов. Следовательно, формирование интерполяционной модели производится на основе дискретной первичной.

Исследования механизма деформирования прибортового массива для определенных горно-геологических условий позволяет принять гипотезу о возможном характере смещения или деформирования и выбрать соответствующую ей механическую

модель среды. В настоящее время наиболее широкое распространение получила механическая модель, основанная на достижении одновременного предельного равновесия для всей поверхности скольжения. В соответствии с этим нами предложены механические модели, основанные на инженерном (не строгом) подходе к решению задачи.

Характеристики физико-механических свойств пород прибортового массива устанавливаются на основе лабораторных, натурных испытаний, обратных расчетов искусственных или естественных оползней, а также на основе комплексного использования результатов испытаний и обратных расчетов (см. гл. 9). Наиболее объективные характеристики свойств пород с учетом их строения и состояния могут быть получены при анализе маркшейдерско-геодезических наблюдений за деформациями карьерных откосов.

Известно, что местоположение поверхности скольжения определяется геологическим строением прибортового массива и соотношением между удерживающими и сдвигающими усилиями. Характер поверхности скольжения определяет и метод расчета устойчивости. В связи с этим от степени точности изучения геологических особенностей составления геологического разреза оползневого откоса зависит надежность выбранной расчетной модели (схемы). Показатели прочности горных пород, на величинах которых оказывается состав, плотность, влажность, трещиноватость, особенности деформирования во времени, при конкретном строении толщи пород, являются наиболее сложным объектом изучения. Поэтому определение их путем обратных расчетов по наблюдениям за оползневыми деформациями представляет большой практический интерес [11, 32].

Элементы геомеханических моделей находятся во взаимосвязи друг с другом. Полученные из обратных расчетов оползней характеристики прочности пород прибортового массива наиболее соответствуют механической модели массива, если как в прямых, так и в обратных расчетах используется одна и та же силовая схема и аналогично определяется форма и местоположение поверхности скольжения. Поэтому для получения наи-

более достоверных результатов требуется учет механизма деформирования прибортового массива. При учете в прямых и обратных расчетах одного и того же механизма деформирования элементы геомеханической модели — методы расчета устойчивости, механическая модель и характеристики прочности пород — будут рассмотрены на одинаковом уровне.

При использовании горно-геологической модели неоднородного массива должны быть предусмотрены гипотеза возможного разрушения и силовая схема, соответствующая данной модели. Но так как характеристики прочности пород массива, полученные из обратных расчетов, являются обобщенными величинами, то теряется смысл использования такой модели. В этом случае, для того чтобы получить характеристики прочности для пород всех литологических разностей в пределах борта, необходимо «привести» результаты лабораторных или натурных испытаний к уровню обратных расчетов с помощью коэффициентов приведения (см. п. 9.1). После этого элементы геомеханической модели неоднородного массива можно считать рассмотренными на одном уровне.

Детальное изучение одного или двух элементов при грубом рассмотрении остальных элементов создает лишь видимость математической точности решения задачи, не гарантируя достоверности конечных результатов. Стадия освоения месторождения определяет уровень изученности элементов системы «геомеханическая модель». По мере разработки месторождения увеличивается объем и качество походной информации об объекте исследований (массиве горных пород), что способствует повышению уровня изученности как отдельных элементов (подсистем), так и системы в целом. Использование полученных на этой основе надежных геомеханических моделей и расчетных схем, адекватных реальным горно-геологическим условиям, обеспечивает получение более достоверных результатов.

3.4. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

3.4.1. Общие положения

Под адекватностью математической модели изучаемому объекту понимается правильное качественное и количественное описание объекта по выбранным характеристикам. С этой точки зрения сложные модели предпочтительнее простых, ибо позволяют учитывать большое число факторов, которые могут так или иначе повлиять на изучаемые характеристики. Однако это может привести к громоздким, порой необозримым системам уравнений, не поддающимся решению. Следовательно, адекватность должна сочетаться с достаточной простотой модели по отношению к выбранной системе ее характеристик [80].

Как отмечено в работе [79], массив допустимо представить как систему, состоящую из элементов нижнего иерархического уровня — инженерно-геологических тел, которые отделяются друг от друга установленными или заданными поверхностями раздела. В [81] к числу таких поверхностей относятся: земная поверхность, подошва и кровля каждого инженерно-геологического элемента (ИГЭ), существующие и прогнозируемые уровни грунтовых вод, существующая и прогнозируемая подошва оползня, прочие поверхности (дизъюнктивных нарушений, подземных пустот и др.).

Задача моделирования инженерно-геологических границ (поверхностей раздела) сводится к тому, чтобы по имеющимся сведениям о положении инженерно-геологической границы в исходной дискретной нерегулярной модели получить непрерывную интерполяционную (математическую) модель в виде аналитической зависимости, которая позволит определить граничную поверхность в любой точке, заданной координатами. Геометрическая модель инженерно-геологического пространства образуется совокупностью непрерывных моделей всех искомых границ.

В настоящее время разработано множество методов определения поверхностей геологических объектов [1,81—85 и др.]. Практическая реализация большинства из них связана с определенными трудностями, так как по каждой поверхности необходимо решение огромной системы линейных уравнений с плотно заполненными матрицами, требующее большого объема оперативной памяти ЭВМ. Кроме того, для получения непрерывной модели следует иметь регулярную или полурегулярную сеть исходных дискретных точек [82]. Эти методы не терпят разрыва сплошности поверхности, хотя при исследовании горного массива можно встретиться с периодическим выклиниванием геологических тел, появлением среди них цепи линзовидных форм залегания и других тел со сложной конфигурацией. В таких случаях сложную область определения разбивают на отдельные части, создавая так называемые кусочно-непрерывные модели. Поэтому с целью экономии объема оперативной памяти и затрат машинного времени для описания границ инженерно-геологических элементов не рекомендуется применять единые алгебраические полиномы высоких порядков (5-го, 6-го и т.д.). Опыт моделирования свидетельствует, что большинство элементарных моделей различных геолого-структурных параметров с успехом может быть представлено алгебраическими полиномами 1, 2, реже 3 и 4-го порядков [85].

Математическое описание с помощью аналитических формул, действующих на различных интервалах или на различных участках изучаемой области, оказывается весьма удобным и для гладких поверхностей. В таких случаях нашли применение кусочно-полиномиальные функции и сплайны.

Хотя сплайн-функциями производится более строгое математическое описание моделируемых границ инженерно-геологических тел, они имеют более громоздкую структуру и требуют больших затрат машинного времени, чем использование алгебраических интерполяционных полиномов малой степени (линейных, квадратических, кубических).

В связи с вышеизложенным нами разработан достаточно простой и надежный алгоритм получения на ЭВМ непрерывной

математической модели инженерно-геологической границы, адекватной первичной дискретной. Данный алгоритм может быть основан на использовании алгебраических интерполяционных многочленов малой степени. Он должен обеспечить возможность математического описания практически любой геологической ситуации, контуров борта карьера, поверхности скольжения, уровня грунтовых вод, тектонических нарушений, отраженных на геологическом разрезе вкрест простирания борта карьера. Поэтому, по нашему мнению, представляется весьма удобным для математического описания инженерно-геологических и горно-технических контуров использовать интерполяционный многочлен Лагранжа типа [3,80]

$$Y = \sum_{i=1}^n (y_i \prod_{j \neq i} \frac{(x - x_j)}{(x_i - x_j)}),$$

где x, y — координаты расчетной точки; x_i, y_i — координаты узлов интерполяции.

Требованиями к моделированию геологических контактов являются простота и надежность для обеспечения удобства работы. С этой же целью производится выбор класса интерполяции, который в определенной степени произведен [80]. В связи с этим нами была выбрана кусочно-непрерывная интерполяция алгебраическими полиномами малой степени. Использование их позволяет обеспечить адекватность непрерывной интерполяционной математической модели, первичной дискретной нерегулярной модели, полученной с геологического разреза.

В первичной модели поверхность может быть представлена перечислением конечного множества точек (узлов). Положение любой точки контура можно определить в прямоугольной системе координат X, Y , где X и Y — координаты узловой точки, указывающие на ее положение. Установление функциональной связи между узловыми точками позволяет восстановить моделируемый контур. Таким образом, по дискретной нерегулярной модели контура получают непрерывную интерполяционную математическую модель в виде аналитической зависимости, кото-

рая позволяет определить граничный контур в любой расчетной точке, заданной координатами X и Y .

Для того, чтобы избежать возникновения ошибок на границе разреза вследствие экстраполяции, необходимо в дискретную первичную модель вставить граничные узловые точки. Одним из наиболее существенных факторов, влияющих на результаты моделирования, является неравномерность расположения узловых точек. Расстояния между точками наблюдения должны быть согласованы со сложностью изменчивости признака [44]. Следовательно, моделируемый контакт должен задаваться координатами своего начала, конца, всех точек перегиба и излома, например, точек выклинивания или вырождения инженерно-геологического тела (т.е. разрыва сплошности). При этом следует стремиться к возможно более равномерному или регулярному формированию массива узловых точек дискретной первичной модели.

Каждая узловая точка дискретной модели, кроме значений координат X и Y , должна нести в себе информацию о степени интерполяционного полинома для определения расчетных точек в окрестности данной узловой точки. Степень полинома может быть явно указана исследователем согласно форме контура в районе узловой точки. Для определения значения интерполяционной функции в конкретной расчетной точке находится величина интервала между узловыми точками путем перебора. Координаты ближайших узловых точек позволяют установить коэффициенты полинома, а степень интерполяционного полинома для каждой расчетной точки определяется информацией от ближайшей узловой точки с меньшей абсциссой. Это позволяет описывать не только гладкие поверхности, но и более изменчивые поверхности, например при описании границ инженерно-геологических элементов с выклиниванием или разрывом сплошности. Достоинства данного алгоритма заключаются в использовании интерполяционного многочлена Лагранжа, что позволяет применить для интерполяции нерегулярную дискретную первичную модель. Методика интерполяции названа нами СИМЛ.

Данный алгоритм реализован в нескольких подпрограммах, в которых обеспечивается: ввод исходной первичной нерегулярной модели, процесс интерполяции, вывод графической и табличной информации на АППУ (визуального контроля правильности математического описания).

Для оценки точности процесса интерполяции используются достаточно сложные методики (например, сравнение с разложением в ряд Котельникова [80] и др.). В нашем случае потребность в этом отсутствует ввиду того, что для контроля правильности интерполяции выводится на печать графическая и табличная информация, что позволяет производить оперативное сравнение с исходной информацией (например, геологическим разрезом вкрест простириания борта).

3.4.2. Формирование математической модели неоднородного массива

Целью разработки геометрической модели горного массива является обеспечение учета факторов его неоднородности, оказывающих существенное влияние на степень устойчивости карьерных откосов и их оптимальные параметры.

Как отмечалось ранее, геометрическая модель горно-геологического пространства образуется совокупностью непрерывных моделей всех искомых границ. Поэтому для получения математической модели неоднородного массива необходимо сформировать дискретные нерегулярные первичные модели по всем границам геолого-литологических разностей, представленных на геологическом разрезе вкрест простириания борта карьера.

Рассмотрим процесс формирования дискретных нерегулярных первичных моделей границ геолого-литологических разностей горного массива по геологическому разрезу, представленному на рис. 3.11.

Прежде всего следует отметить, что граничные условия для дискретных моделей определяются границами геологического разреза по осям OX и OY . Верхней границей может быть земная поверхность, нижняя граница может определяться глубиной

разработки. Поэтому координаты узловых точек в дискретных моделях не должны выходить за пределы границ данной области. В целях уменьшения областей экстраполяции начальные и конечные узловые точки для инженерно-геологических границ должны определяться граничными условиями (на границах геологического разреза по осям OX и OY). Горный массив, представленный на геологическом разрезе (см. рис. 3.11), состоит из пород семи типов и с различными физико-механическими характеристиками (I, II, III, IV, V, VI, VII), т.е. массив представлен семью геолого-литологическими разностями.

Границы между ними могут быть описаны массивами узловых точек, между которыми можно произвести, в зависимости от формы контактов, линейную, параболическую или кубическую интерполяцию. Алгоритм, изложенный ранее, позволяет формировать интерполяционную формулу для расчетной точки в автоматическом режиме по координатам соседних для расчетной узловых точек и по информации о степени интерполирования от ближайшей к расчетной узловой точки с меньшей абсциссой. Все контакты должны быть описаны вдоль всего геологического разреза по оси OX . Смежные контакты могут совпадать, если мощность слоя, заключенного между ними, станет равной нулю, т.е. слой выродится. В сложных случаях взаимного расположения тел, связанных с вертикальным расслоением породы одного и того же типа и выклиниванием, описание контуров выродившегося инженерно-геологического тела (слой III) после выклинивания можно производить по одному из смежных контактов. В данном примере это может быть контакт I или контакт IV. В таком случае считается, что слой III описан инженерно-геологическими границами, но его мощность $m = 0$. Полностью процесс описания данного инженерно-геологического разреза горного массива и использование его при расчете устойчивости для различных схем приведен в разделе 19.

При моделировании неоднородного массива могут возникнуть затруднения в нумерации литологических разностей и границ между ними.

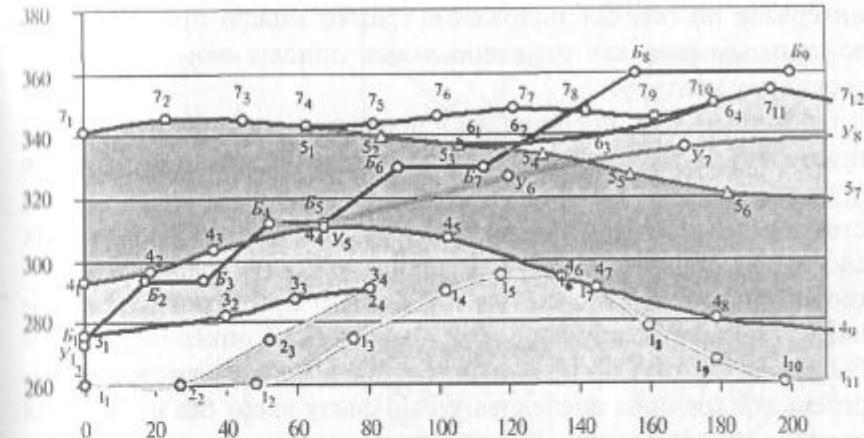


Рис. 3.11. Геологический разрез

В литературных источниках встречаются рекомендации по нумерации горно-геологических элементов последовательно сверху вниз или снизу вверх. Н.Н. Шатагин [85] при описании моделей геолого-структурных форм отмечает: «Возрастание индекса» (порядкового номера) целесообразно поставить в соответствие с увеличением геологического возраста пластов.

При моделировании геологических контактов рекомендуется придерживаться определенных правил. Границы контуры последовательно нумеруются снизу вверх. Такой порядок более удобен в схеме для расчета устойчивости бортов карьеров. Горно-геологический элемент, залегающий ниже рассматриваемой границы, имеет одинаковый с ней номер. Нумерация контакта должна быть произведена так, чтобы для любой абсциссы X , ординаты нижних контактов всегда были меньше или равны ординатам верхних контактов. В случае, если слой горной породы вырождается или данный контакт совпадает с соседними, при описании его следует указать, с каким контактом совпадает данный контакт, а также интервал по оси OX , на котором они совпадают, или данный контакт на этом интервале описать так же, как и соседний.

Для случая выклинивания одного типа горной породы в пределах другого после совпадения контактов на оставшемся

интервале по оси OX положение границ можно принять горизонтальным или, как отмечено выше, описать эти границы по соседнему контуру.

На рис. 3.12 представлено несколько схем (характерных примеров) нумерации инженерно-геологических элементов в пределах модели массива. Схемы a — g можно отнести к простейшим. В случаях δ — ω требуется разбиение однородных слоев на подслои. Для правильной нумерации горногеологических тел в схемах z и u следует придерживаться правила: границы между породами должны быть описаны так, чтобы любая вертикаль, пройденная в пределах разреза, могла пересечь все границы последовательно снизу вверх без нарушения порядка их нумерации. Для схемы возможно и двоякое описание контакта. При любом из них моделирование горного массива может быть произведено верно. Необходимо отметить, что свойства горных пород должны соответствовать всем горногеологическим элементам и их прослойям и быть согласованными с границами между ними.

В практике могут встречаться и случаи, приведенные на рис. 3.12, e . Массив представлен двумя инженерно-геологическими элементами I и II . Здесь имеет место изменчивый контакт между инженерно-геологическими телами, при описании которого для каждого X_i существует несколько Y_i . Описать его аналитической функцией без специальных приемов невозможно. В таком случае предлагается, как это рекомендуется в [53], «не объединить расслоенные части, а моделировать их отдельно, но помнить, что они по свойствам входят в один инженерно-геологический элемент. Для этого следует наметить условные границы между ними». Положение границ принимается горизонтальным. Точкой разделения границ является та, в которой касательная к описываемой границе будет вертикальна, или точка, где произошло выклинивание. В результате инженерно-геологическое тело I разделится на два прослоя: I' и I'' , а тело II — на II' и II'' (см. рис. 3.12, e). Между прослойями I' и I'' находится прослой II' , между прослойями II' и II'' находится прослой I'' . Там, где граница раздела отмечена пунктиром, мощность прослоя равна нулю.

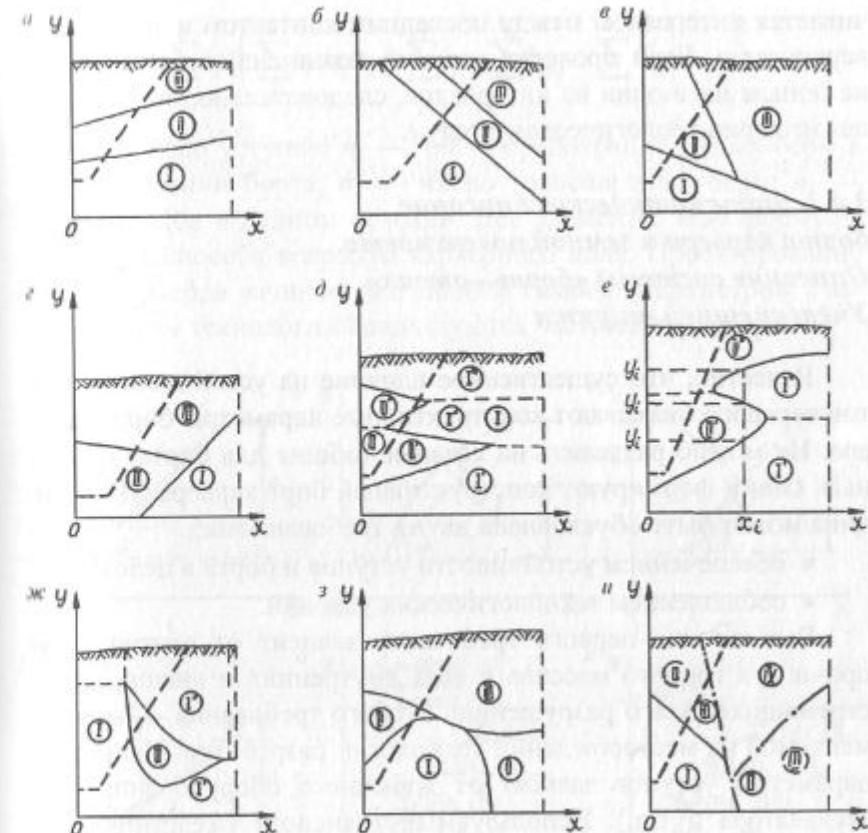


Рис. 3.12. Схемы нумерации инженерно-геологических элементов структурной модели горного массива

Таким образом обеспечивается однородность инженерно-геологических тел I и II , имеется возможность смоделировать данный массив. Используя вышеизложенные примеры, могут быть описаны неоднородные массивы любой сложности, в том числе и имеющие тектоническую нарушенность.

Геологическая позиция произвольной точки с координатами (X_i, Y_i) в моделируемом массиве определяется последовательной проверкой условий попадания ее в интервал между границами раздела геологических тел. В предложенном алгоритме сравнение начинается с интервала между 1 и 2-м контактами и закан-

чиваются интервалом между последним контактом и земной поверхностью. Если проверка условий закончена и данная точка не попала ни в один из интервалов, следовательно, она принадлежит горно-геологическому телу I.

3.4.3. Математическое описание борта карьера и земной поверхности. Описание системы «борт—отвал». Учет внешней нагрузки

Известно, что существенное влияние на устойчивость бортов карьеров оказывают конструктивные параметры борта карьера. Их можно разделить на главные (общие для борта) и частные. Они и формируют конструктивный борт карьера. Их величина может быть обусловлена двумя требованиями:

- обеспечением устойчивости уступов и борта в целом;
- соблюдением технологических условий.

Выполнение первого требования зависит от соотношения прочности горного массива и всех внутренних и внешних сил, стремящихся к его разрушению; второго требования — от применяемой на месторождении технологии разработки. Например, параметры уступов зависят от добычного оборудования (тип экскаватора и т.д.). Используемый транспорт (железнодорожный, автомобильный, конвейерный) определяет расположение и параметры транспортных коммуникаций (например, транспортной бермы, наклонного съезда). Величина площадок безопасности (предохранительных берм) обусловлена требованиями техники безопасности.

К главным параметрам (рис. 3.13) следует отнести: угол наклона борта α_δ , глубину разработки H_δ , а также стрелу выпуклости или вогнутости борта a .

К частным относятся: углы наклонов уступов α_i , высоты уступов h_i , ширина площадки безопасности b_i , величина транспортных берм $b_{tp,i}$ и наклонных съездов C_i . Через совокупность частных параметров определяются и главные. Например, угол откоса нерабочего борта карьера (в градусах) определяется по формуле

$$\operatorname{tg} \alpha_\delta = \sum_1^n h_i / \left(\sum_1^n h_i \operatorname{ctg} \alpha_i + \sum_1^{n_1} b_i + \sum_1^{n_2} b_{tp,i} + \sum_1^{n_3} C_i \right),$$

где n — число уступов; n_1 — число предохранительных берм в данном сечении борта; n_2 — число транспортных берм; n_3 — число съездов в данном сечении. Все элементы этой формулы зависят от способа вскрытия карьерного поля. Проектирование бортов карьеров начинается с анализа главных параметров, а затем с учетом технологии используются частные параметры.

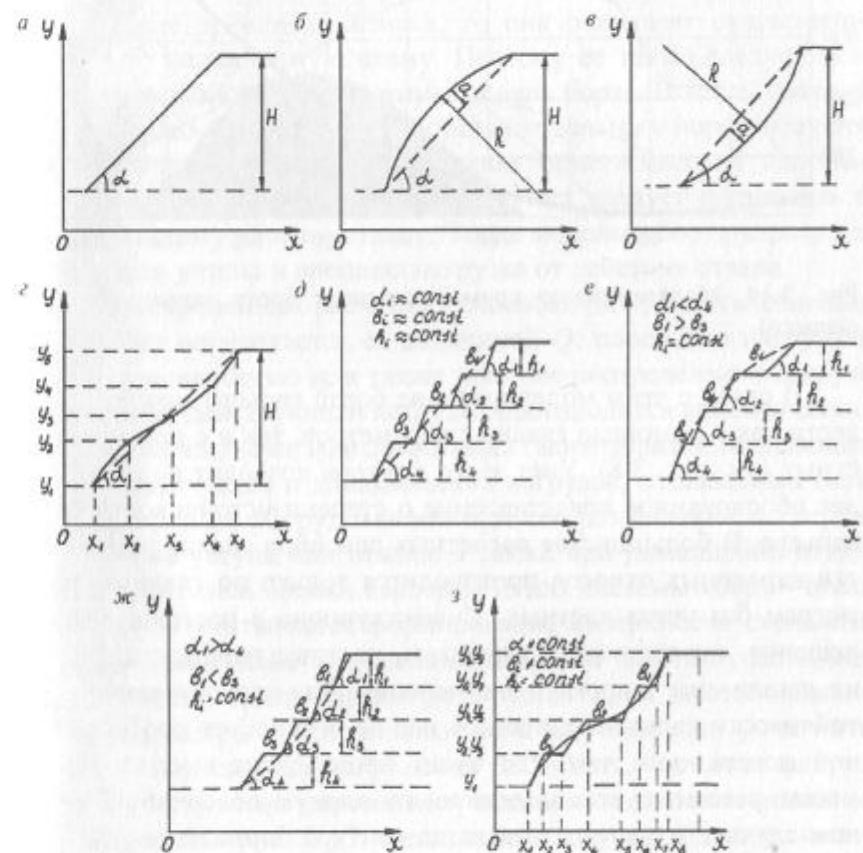


Рис. 3.13. Математическое описание борта карьера по главным параметрам (a—e) и по частным (d—g)

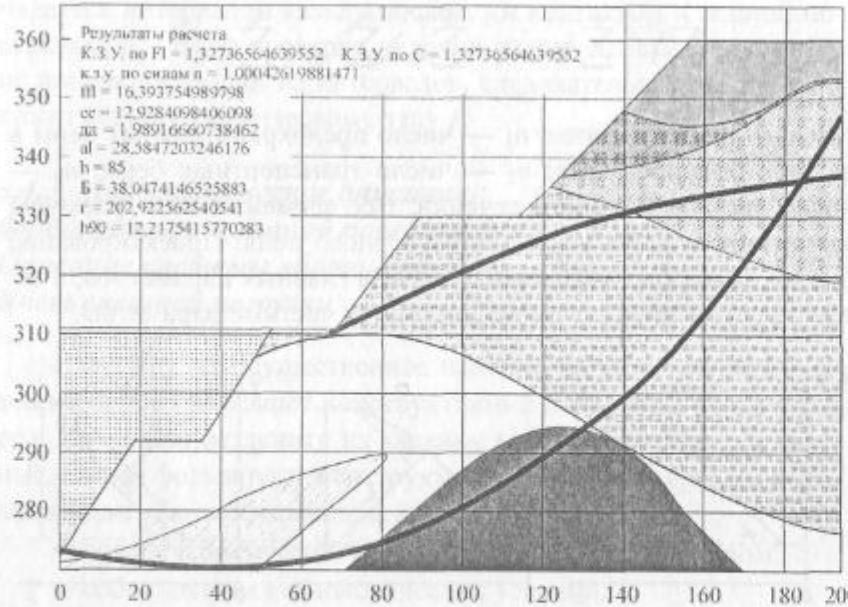


Рис. 3.14. Моделирование применительно к борту карьера (подтопленного)

В связи с этим моделирование борта карьера можно произвести как с помощью главных параметров, так и с помощью частных (см. рис. 3.8). Учет этого фактора позволит получить более обоснованное представление о степени устойчивости борта карьера. В большинстве расчетных способов анализ устойчивости карьерных откосов производится только по главным параметрам без учета частных. Существующие в настоящее время решения, позволяющие учитывать частные параметры [96, 97], не нашли еще широкого применения. Так как при расчете устойчивости карьерных откосов нас не интересует профиль земной поверхности там, где будет произведена выемка горной массы, рекомендуется моделировать земную поверхность в данном случае только после выхода контура борта на земную поверхность. Поэтому используется одна дискретная первичная модель, совмещающая в себе и контур борта, и земную поверхность. Например, на рис. 3.14 приведен контур борта карьера,

ограничивающий геологический разрез и земную поверхность (более подробное решение этой задачи приведено в разделе 12).

В основном борт карьера описывается путем линейной интерполяции (см. рис. 3.13), а земная поверхность может быть описана полиномами более высоких степеней (2-й, 3-й). В отдельных задачах борт может быть описан окружностью. В определенных случаях на устойчивость борта влияют различные сооружения на борту карьера или в его основании (отвалы вскрышных пород, дренажные каналы, дренажно-гравийная пригрузка и т.д.). Например, если в основании борта карьера проведена дренажная канава, то она оказывает существенное влияние на расчетную схему. Поэтому ее также следует включить в первичную дискретную модель борта. В тех случаях, когда физико-механические свойства отвальных пород несущественно отличаются от свойств пород горного массива (например, для песчано-глинистых пород), расчету следует подвергать общую систему «борт—отвал». Тогда моделью борта карьера может быть учтена и внешняя нагрузка от действия отвала.

В современных расчетных способах [3, 4] действие внешней нагрузки определяется ее величиной Q , площадью нагружения B , интенсивностью q , а также законом распределения нагрузки. Описание действующей нагрузки производится аналитическими функциональными зависимостями. Таким образом производится учет статических и динамических нагрузок, создаваемых горнотранспортным оборудованием при его размещении на верхней площадке уступа или отвала, а также при размещении отвалов вблизи верхней бровки карьера. Но для системы «борт—отвал», в которой учитывается формирование поверхности скольжения в теле отвала, действие внешней нагрузки удобнее учесть, непосредственно задав параметры отвалов и их местоположение. Эти параметры обуславливают величину нагрузки Q , ее интенсивность q , ширину нагружения B . То есть, учет этих факторов может быть неявно произведен заданием положения отвала (его контура). На рис. 3.15 представлены случаи задания внешней нагрузки для системы «борт—отвал» при бестранспортном отвалообразовании (треугольная нагрузка) и при бульдозерном или экскаваторном отвалообразовании (трапециевидная нагрузка).

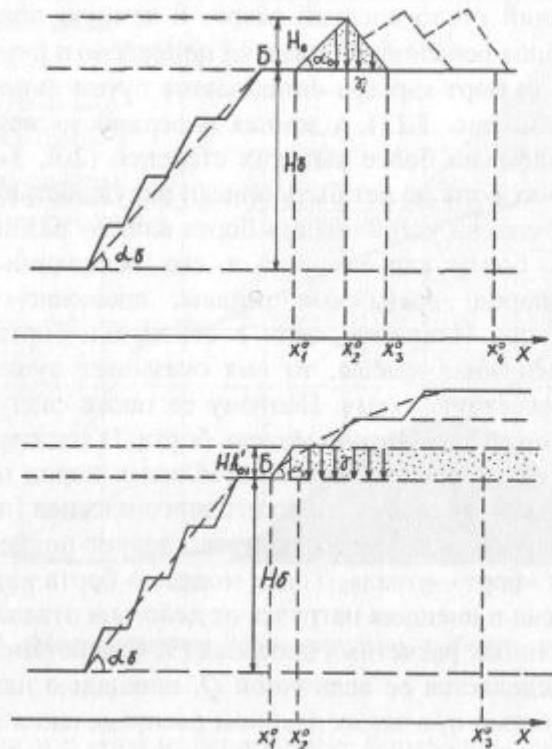


Рис. 3.15. Моделирование системы «борт—отвал»

Моделирование отвалов заключается в создании дискретной первичной модели, по которой производится описание контура отвала, заданного своими параметрами: углом естественного откоса α_0 и высотой яруса h_0' или всего отвала H_0 на расстоянии B от верхней бровки борта карьера. Подобным образом можно учесть любой закон распределения внешней нагрузки, т.е. форма отвала может быть не только треугольная или трапециевидная (см. рис. 3.10), но и произвольная.

Поэтому, включая модель отвала в общую модель борта, получаем модель для описания системы «борт—отвал». Причем контур земной поверхности может считаться границей верхнего слоя горных пород и телом отвала, поэтому может быть включен в математическую модель неоднородного массива.

3.4.4. Моделирование гидрогеологических условий для учета фильтрационных сил в приоткосном массиве

При расчете устойчивости обводненных откосов требуется обязательный учет сил гидростатического взвешивания и гидродинамического давления. В настоящее время существует определенная группа решений по учету фильтрационных сил, предложенных различными авторами. Они отражены в работах Н.Н. Маслова [13], В.А. Мироненко [86] и др.

К наиболее распространенным В.А. Мироненко относит два решения:

а) решение Р.Р. Чугаева, где гидростатическое взвешивание и гидродинамические силы интегрируются по величине и по направлению — в пределах выделенного объема, исходя из удельной (объемной) их интенсивности. Гидростатическое взвешивание учитывается непосредственно в объемном весе пород, а интенсивность и направление гидродинамической сетки определяются на основе предварительно построенной сетки фильтрации;

б) решение М.М. Герсеванова, где фильтрационные силы заменяются контурными силами, приложенными (и суммируемыми) вдоль границ выделенного объема.

При практических инженерных оценках более удобным является второй способ, так как замена объемных фильтрационных сил контурными приводит к удобным и простым техническим приемам учета силового воздействия подземных вод [86]. Это решение включено в «Методические указания ...» ВНИМИ [8]. Для получения величин контурных сил необходимо описание депрессионной поверхности или кривой, положение которой можно установить: для существующего откоса при изысканиях; для проектируемого откоса — аналитически или на модели (на приборе ЭГДА). Я.Х. Хуан отмечает, что наиболее простой способ учета фильтрации состоит в том, что указываются координаты депрессионной поверхности (рис. 3.16).

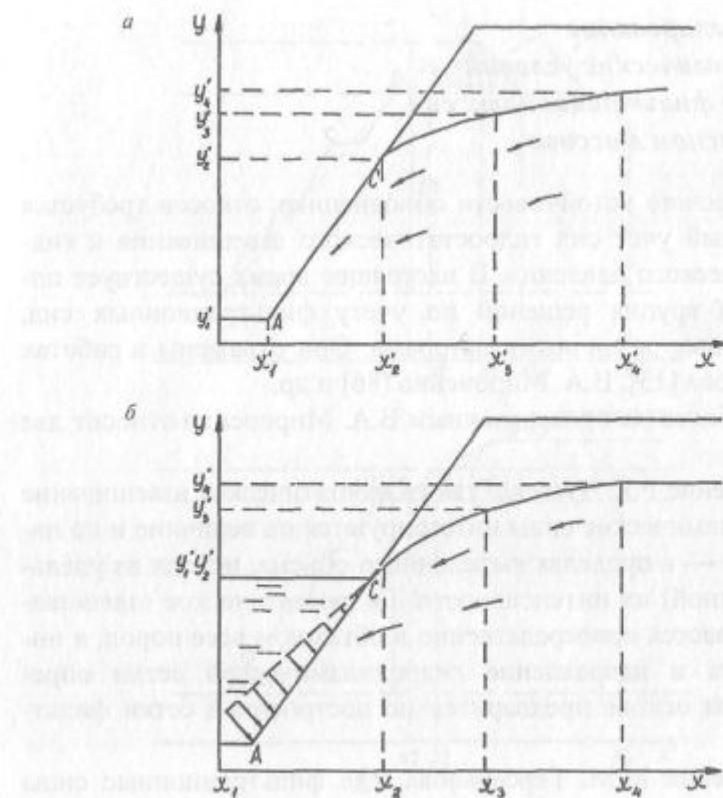


Рис. 3.16. К учёту гидрогеологических условий

Он же подчеркивает, что теоретически депрессионная поверхность отличается от пьезометрической. При движении воды депрессионная поверхность должна быть выше пьезометрической. Следовательно, применение депрессионной поверхности приводит к некоторому запасу.

Депрессионная кривая в основном может быть описана параболической зависимостью. В точке высачивания она совпадает с контуром борта и после точки высачивания может быть описана, как и борт, линейно (рис. 3.16, а).

В случае, если борт подтоплен, то глубина подтопления задается двумя узловыми точками, расположенными на одном горизонте. Одна точка находится на внешней границе, другая —

на контуре борта. Таким образом, дополнительно могут быть учтены силы гидростатического давления, нормальные затопленной поверхности откоса AC (рис. 3.16, б), которые «сносятся» на поверхность скольжения вдоль линии своего действия» [9, 86]. Следовательно, дискретная модель депрессионной кривой включает в себя и описание глубины подтопления. Отличительной особенностью для двух расчетных схем с подтоплением и без подтопления откоса является условие: если депрессионная кривая на участке после точки высачивания оказалась выше контура борта AC , то, следовательно, борт подтоплен.

3.4.5. Геометрическое моделирование поверхности скольжения и контура оползня

Рассмотрим отдельно особенности моделирования контура оползня и поверхности скольжения. Часть борта после разрушения представляет собой тело оползня. Следовательно, контур борта после деформации представлен контуром оползня.

Чаще всего описание контура оползня необходимо для исследования процесса деформирования карьерного откоса и установления параметров сопротивления сдвигу по результатам обратных расчетов оползней.

Тахеометрические съемки оползней, натурные и визуальные наблюдения показывают, что тело оползня представлено в основном дезинтегрированной горной массой с несколько увеличившимся, по сравнению с целиком, объемом из-за разрыхления. Тело оползня пересекают трещины и разломы, простирающиеся параллельно контуру борта. Поэтому следует принять, что среди моделируемых контуров контур оползня наиболее изменчив и часто имеет множество изломов, которые следует обязательно учесть при моделировании (рис. 3.17, а). Неучет особенностей контура оползня может привести к погрешностям в определении прочностных характеристик, которых можно избежать. Математическое описание тела оползня производится по дискретной первичной модели, состоящей из массива узловых точек с координатами X'_i , Y'_i , и для каждой узловой точки

указывается степень интерполяционной функции, по которой производится описание возле этой узловой точки. Это позволяет отразить на теле оползя разломы, разрывы и трещины.

Математическое описание поверхности скольжения может производиться с целью расчета устойчивости бортов карьеров или производства обратных расчетов оползней для получения обобщенных характеристик прочности.

В настоящее время разработано множество моделей поверхностей скольжения в массиве, применяющихся в различных расчетных способах [18].

Поверхности скольжения могут приниматься плоскими, ломанными, круглоцилиндрическими, параболическими, логарифмическими, составными и сложными. Если поверхность скольжения выходит в подошву откоса, она имеет сложное строение и состоит из элементов круглоцилиндрических поверхностей, логарифмической спирали, прямолинейных участков.

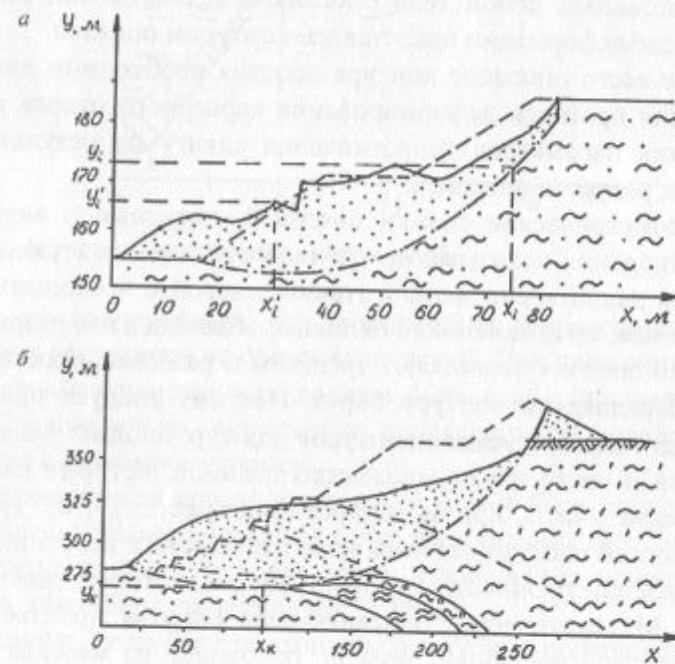


Рис. 3.17. Описание контура оползня и поверхности скольжения

Рассмотрим случай, когда формирование первичной дискретной модели потенциальной или реальной поверхности скольжения производится исследователем исходя из конкретных горно-геологических условий. Для обеспечения корректности использования в расчетных схемах описываемых потенциальных поверхностей скольжения их формирование в массиве должно удовлетворять основным положениям теории предельного равновесия (статике сыпучей среды). Поверхность скольжения для уже произошедшего оползня может быть описана на основе построений по известным методикам: по векторам смещения [77] с учетом геологической ситуации или упрощенным способом [10], когда по векторам смещений ее построить затруднительно.

Для описания поверхности скольжения должна быть сформирована дискретная первичная модель, представляющая массив узловых точек, в которой должны быть отражены все наиболее характерные особенности данной поверхности (например, точка входа в ослабленный контакт X_k, Y_k на рис. 3.17, б).

Описание поверхности скольжения ничем не отличается от описания любой инженерно-геологической границы. Поверхность скольжения, как и контур борта до оползня или после оползня, оконтуривает призму возможного обрушения или оползневую призму, что позволяет устанавливать сдвигающие и удерживающие силы по поверхности скольжения и производить прямые расчеты устойчивости откосов или обратные расчеты оползней. Следует отметить, что использование прямых и обратных расчетов, основанных на одной методике, приводит к существенному уменьшению погрешностей расчета, возникающих из-за применяемой методики. На практике довольно часто встречаются случаи, когда установление реального положения поверхности скольжения является достаточно сложной задачей. В таких случаях формирование дискретных моделей поверхностей скольжения производят для нескольких положений, в которых удовлетворяются основные условия возникновения поверхностей разрушения в горном массиве.

При оценке устойчивости борта карьера наиболее сложной считается та поверхность, по которой величина расчетного коэффициента запаса устойчивости (т.е. запаса прочности для действительных характеристик массива) будет минимальна. При обратных расчетах при построении поверхности разрушения по векторам смещения возможны несколько вариантов формирования поверхности скольжения [77]. Среди них наиболее опасной можно считать ту, по которой потребуются для обеспечения предельного равновесия откоса максимальные характеристики прочности. Это значит, что для тех меньших показателей прочности, рассчитанных по остальным поверхностям, будет запредельное состояние при расчете по данной предельной поверхности, т.е. более низкая прочность по этой поверхности тем более приведет к разрушению. Отсюда следует важный вывод, что при обратных расчетах оползней ошибки в построении поверхности скольжения могут приводить к некоторому запасу для рассчитанных значений прочностных характеристик, который при использовании в прямых расчетах этих характеристик приводит к повышению устойчивости карьерного откоса.

В связи с вышесказанным моделирование ряда возможных поверхностей скольжения позволяет обосновать и наиболее опасную из них.

4. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ О ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВАХ ПОРОД. ФИЗИЧЕСКИЕ И УПРУГИЕ СВОЙСТВА. ГИПОТЕЗЫ ПРОЧНОСТИ МАТЕРИАЛА

4.1. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ

Под *физическими свойствами* породы понимают ее особое поведение (ответную реакцию) при воздействии на нее определенных физических полей или сред.

Каждое физическое свойство породы оценивается одним или несколькими параметрами (показателями, характеристиками), являющимися количественной мерой свойства.

Свойства пород и соответствующие им параметры, характеризующие ответную реакцию пород на воздействие определенных инструментов (например, буровых), механизмов или технологических процессов (например, взрыва), называют *горнотехнологическими*.

Всю совокупность физических и горнотехнологических параметров пород, описывающих их поведение в процессах разработки, принято называть *физико-техническими параметрами*.

Факторы, обуславливающие численное значение тех или иных физико-технических параметров горных пород и минералов и их изменчивость, подразделяют на две группы. Это *внутренние факторы*, своей сущностью связанные с породой (минералом) и определяющие ее название (минеральный состав и строение для пород, химический состав и кристаллическая решетка для минералов), и *внешние* (различные физические поля,

внешнее воздействие, окружающие и проникающие в породу среды), обобщенно называемые внешним полем.

При изучении устойчивости карьерных откосов под понятием «внешнее поле» подразумевают тот вид энергии или вещества, под воздействием которого в данный момент находится порода.

Физико-технические параметры подразделяют по виду соответствующих внешних полей, вызывающих ответную реакцию породы.

Исходя из этого, выделяют *механическое поле* (давление) и соответствующие ему механические свойства пород, *тепловое поле* (температура, тепловой поток) и тепловые свойства, *электрическое, магнитное и радиационное поля* и соответствующие свойства пород. Кроме того, существует еще вещественное поле (флюиды) и соответствующие ему гидравлические и газодинамические свойства. Воздействие волновых нагрузок на горные породы описывается акустическими свойствами, воздействие электромагнитных волн — электромагнитными свойствами.

Как следует из определения, горно-технологические параметры соответствуют конкретным условиям и средствам воздействия на породы.

При оценке устойчивости карьерных откосов изучению подвергаются все виды горных пород, находящихся в зоне влияния карьера или отвала. Это могут быть коренные породы, залегающие в толще земной коры по месту своего образования, и покрывающие их наносы — породы измельченные, переотложенные или перенесенные, породы основания отвалов.

При разработке породы подвергаются различного рода воздействиям, главным образом механическим: ударам, сдвигу, уплотнению, перемещению, в результате чего изменяется их состояние. В общем случае различают естественное или искусственно измененное (взрывом, механическим разрушением, водопонижением, химическим укреплением и т.п.) состояние горных пород.

Для ведения горных работ в забое и расчета устойчивости карьерных откосов необходимо знать характеристики горных пород в их естественном состоянии. Для других целей (погруз-

ки, перемещения, складирования, дробления и др.) определяют и учитывают свойства пород в искусственно измененном состоянии, например тела отвала при оценке его устойчивости..

Цели воздействия на породы различны, и они определяют пределы знаний тех или иных свойств пород. Характеристики свойств пород в различных объемах могут отличаться друг от друга, например, из-за блочной трещиноватости.

Поэтому при изучении горных пород выделяют понятия породного массива, горных пород в массиве, разрыхленных горных пород (горных масс) и отдельных изолированных кусков (образцов) горных пород.

Породный массив (сокращенно «массив») — это геологическое тело, состоящее из совокупности горных пород, сформированное в определенной геолого-структурной обстановке и характеризующееся присущими ему физическими и геологическими особенностями.

Горная порода, находящаяся в массиве в естественном состоянии, называется *горной породой в массиве*.

Разрушенные горные породы — это разрыхленные, раздробленные искусственно или в результате сдвигов твердые или связные горные породы. Естественно рыхлые породы также могут перейти в группу разрушенных вследствие нарушения их первоначальной укладки и сцепления в результате, например, погрузочно-транспортных работ.

Отдельные части скальных и связных пород, а также малые объемы рыхлых пород представляют собой *образцы* горных пород. Следовательно, образцы горных пород — это те исходные элементы, сочетание которых образует более сложные конструкции — горную породу в массиве, массив горных пород, разрушенную породу.

Измельчение горных пород, выделение из них полезных компонентов, контроль состава связаны с разделением минералов, свойства которых предопределяют технику и технологию измельчения и обогащения. Подобно тому, как свойства массива горных пород обусловлены свойствами, расположением и взаимной связью образующих его пород, свойства образца обу-

Таблица 4.1

Классификация наиболее часто применяемых физико-технических параметров пород, применяемая для расчета устойчивости карьерных откосов

| Группа свойств | Подгруппа свойств | Физические параметры | Обозначение |
|----------------|-------------------|--|--|
| Плотностные | | Плотность, объемная масса Вес (удельный, объемный) Пористость (общая, эффективная) Коэффициент пористости | ρ_0, ρ γ_0, γ P, P_{ϕ} k_n |
| Механические | Упругие | Модуль Юнга | E |
| | | Коэффициент Пуассона | v |
| | | Модуль сдвига | G |
| | | Модуль всестороннего сжатия | K |
| | | Модуль одностороннего сжатия | M |
| | Пластические | Предел упругости | σ_E |
| | | Коэффициент пластичности | k_{pl} |
| | Прочностные | Модуль деформации | E_{def} |
| | | Предел прочности при сжатии | σ_{sk} |
| | | Предел прочности при растяжении | σ_p |
| | | Предел прочности при сдвиге | τ_{cav} |
| | | Сцепление | K_{sp} |
| | Реологические | Угол внутреннего трения | φ |
| | | Параметры ползучести | α_n, δ |
| | | Период релаксации | t_0 |
| | | Длительная прочность | σ_{dl} |
| | | Предел длительной прочности | σ_{oo} |

Механические свойства, характеризующие поведение пород при воздействии механических нагрузок, подразделяются на **прочностные и деформационные**.

Прочностные свойства определяют несущую способность и величины разрушающих нагрузок для горных пород.

словлены свойствами, расположением и связью слагающих его минералов.

Основные физические закономерности наиболее четко проявляются при изучении образцов горных пород и минералов.

Отличия в свойствах и поведении пород в образце и в массиве, а также массива горных пород и горной массы обусловлены:

- различием в составе (в образце минеральный состав не всегда соответствует составу породы в массиве или разрыхленной породе; массив пород сложен разнородными по составу породами);
- различием в строении — расположении основных структурных элементов, их формы, ориентировки (так, в образце может отсутствовать слоистость, в то время как массив горных пород слоистый);
- различными внешними условиями, в которых находится порода: давлением, температурой, электрическими полями, степенью и характером насыщения пород газами и жидкостями и т.д.;
- силами связей, контактными условиями и степенью нарушенности пород — образец чаще всего менее нарушен трещинами и пустотами, чем порода в массиве, массив горных пород или разрушенная горная порода.

Наруженность пород проявляется в их трещиноватости. Трещиноватость — это совокупность трещин, имеющихся в горном массиве. Как правило, все горные породы имеют ту или иную степень трещиноватости.

Наличие пор, пустот и трещин в породах предопределяет их многофазность, так как все пустоты в естественных условиях обычно бывают заполнены газами, жидкостями или инородными телами, что обуславливает возникновение в породах множества физических эффектов, отличающих их поведение от классических твердых тел.

При оценке устойчивости карьерных откосов определяются не все физико-технические характеристики, а лишь необходимые, наиболее часто применяемые. Согласно классификации В.В. Ржевского эти параметры приведены в табл. 4.1 [17].

Деформационные свойства определяют характер изменения формы образца (или элементарного объема массива) с сохранением несущей способности под действием приложенных внешних нагрузок. Они подразделяются на *упругие, пластические и реологические*.

Упругие свойства определяют поведение пород только в пределах упругой деформации, т. е. при нагрузках, после снятия которых материал возвращается в исходное состояние. Упругие смещения, возникшие в породах под воздействием кратковременных импульсов, способны распространяться по объему пород. Волновой процесс распространения таких смещений (упругих колебаний) описывается акустическими свойствами пород.

Пластические свойства пород проявляются при нагрузках, превышающих предел упругости породы, после снятия которых порода уже не полностью восстанавливает исходную форму и размеры.

Реологические свойства описывают изменение напряженно-деформированного состояния пород во времени при длительных воздействиях нагрузок.

4.2. МЕТОДЫ ЛАБОРАТОРНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК

Изучение физических свойств горных пород обычно проводится по следующим параметрам: плотность средняя (объемная) и истинная, пористость, водопоглощение. Лабораторные испытания выполняются по ГОСТу 8269.0—97 [48] и ГОСТу 5180—84 [50].

Плотность средняя (объемная) определяется путем измерения массы единицы объема кусков породы с помощью весов для гидростатического взвешивания.

Вычисление средней (объемной) плотности (γ) испытываемой породы производится по формуле

$$\gamma = \frac{q}{V}, \text{ г/см}^3,$$

где q — масса образца, определяемая на технических весах с точностью до 0,01, г; V — объем образца, определяемый методом гидростатического взвешивания, см^3 .

Для каждой пробы выполняется по 5 параллельных определений объемной плотности. За окончательный результат испытаний принимается среднее арифметическое значение всех определений.

Истинная (удельная) плотность (γ_y) определяется путем измерения массы единицы объема измельченной высушеннной породы по формуле:

$$\gamma_y = \frac{q_n}{V_n}, \text{ г/см}^3,$$

где q_n — масса измельченного образца (минеральная часть породы), г; V_n — объем измельченной породы (минеральная часть породы), см^3 .

Для каждой породы производится по два параллельных определения истинной плотности, затем вычисляется среднее значение с точностью до 0,01.

Пористость горной породы (n) определяется расчетным путем на основании предварительно установленных значений удельной и объемной плотности по формуле:

$$n = 1 - \frac{\gamma}{\gamma_y} \cdot 100 \%,$$

где γ — объемная плотность породы, г/см^3 ; γ_y — удельная плотность породы, г/см^3 .

Водопоглощение (W_n) определяется методом сравнения массы образца горной породы в насыщенном водой состоянии и после высушивания. Водопоглощение в процентах по массе вычисляется по формуле:

$$W_n = \frac{q_b - q_c}{q_c} \cdot 100 \%,$$

где q_c — масса образца в сухом состоянии, г; q_b — масса образца в водонасыщенном состоянии, г.

Водонасыщение образцов водой осуществляется в течение двух суток при полном их погружении в воду. Уровень воды при этом должен быть выше верха образцов не менее чем на 2 см.

Влажность (*W*) горной породы рассчитывается как разность массы породы до высушивания и после, отнесенная к весу абсолютно сухой породы.

Вычисление влажности породы производится по формуле

$$W = \frac{q_2 - q_3}{q_3 - q_1} \cdot 100\%,$$

где q_1 — масса бюкса с крышкой, г; q_2 — масса бюкса с крышкой и помещенной в него навеской горной породы (не менее 15 г) до высушивания, г; q_3 — масса бюкса с крышкой и помещенной в него навеской горной породы после высушивания, г.

Результаты испытаний физических свойств горных пород на одном из карьеров приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Результаты исследований физических свойств горных пород

| Тип пород | Глубина отработки, м | Физические свойства пород | | | |
|---------------------------------|----------------------|---|--|---------------------------|---------------------|
| | | средняя (объемная) плотность, γ , $\text{г}/\text{см}^3$ | истинная (удельная) плотность, γ_i , $\text{г}/\text{см}^3$ | водопоглощение, W_m , % | пористость, n , % |
| Диориты | 32,4—57,0 | 2,78 | 2,83 | 0,23 | 1,8 |
| Диориты порфировидные | 22,4—49,6 | 3,00 | 3,05 | 0,06 | 1,6 |
| Гранодиориты | 47,42—92,0 | 2,63 | 2,74 | 0,35 | 4,0 |
| Плагиограниты | 65,7—77,8 | 2,76 | 2,81 | 0,06 | 1,8 |
| Аплиты | 64,1—75,8 | 2,65 | 2,7 | 0,12 | 1,1 |
| Брекчии сред. кислого состава | 10,4—78,1 | 2,81 | 2,87 | 0,22 | 2,1 |
| Брекчии сред. основного состава | 54,4—66,0 | 2,91 | 2,96 | 0,07 | 1,7 |
| Брекчии смеш. состава | 9,65—35,70 | 2,81 | 2,86 | 0,36 | 1,7 |

4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УПРУГИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД УЛЬТРАЗВУКОВЫМ МЕТОДОМ

Этим методом определяются следующие характеристики горных пород: коэффициенты Пуассона, анизотропии, модули Юнга, сдвига, объемного сжатия, акустическая жесткость.

Для проведения испытаний применяется прибор УКБ-1М (импульсная ультразвуковая установка). Сущность метода заключается в измерении времени прохождения упругого импульса по образцу горной породы. Данные характеристики определяются методом переворота фаз.

Обработка результатов измерений времени распространения продольных (t_p) и поперечных (t_s) волн выполняется автоматическим способом на ЭВМ.

Определение скорости распространения упругих продольных (V_p) и поперечных (V_s) волн в м/с выполняется по ГОСТу 21153.7:

$$V_p = \frac{l \cdot 10^3}{t_p - t_{p \text{ап}}} ; V_s = \frac{l \cdot 10^3}{t_s - t_{s \text{ап}}},$$

где l — расстояние между пьезодатчиками по оси прозвучивания, мм; t_p — время пробега упругого импульса продольной волны от получателя до приемника, мкс; $t_{p \text{ап}}$ — аппаратурная задержка импульса продольной волны, мкс; t_s — время пробега упругого импульса поперечной волны от излучателя до приемника, мкс; $t_{s \text{ап}}$ — аппаратурная задержка импульса поперечной волны, мкс.

Вычисления производятся с точностью до 10 м/с.

За окончательный результат испытания образца принимается среднее арифметическое значение скорости распространения продольных или поперечных волн после пяти измерений в одном направлении.

За окончательный результат испытания пробы принимается среднее арифметическое значение скорости распространения

продольных или поперечных волн после испытания количества образцов, указанного в ГОСТ 21153.7.

Вычисляют коэффициент вариации по пробе:

$$V = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (V_i - \bar{V})^2}{n-1}} \cdot \frac{n-1}{\bar{V}} \cdot 100, \%$$

где V_i — скорость распространения продольных или поперечных колебаний в образце, м/с; \bar{V} — среднее арифметическое скорости распространения продольных или поперечных волн в пробе, м/с.

Вычисляется три скорости распространения упругих продольных или поперечных волн в трех взаимно перпендикулярных направлениях. Коэффициентом Пуассона (модулем поперечной упругости) v называется отношение относительной поперечной деформации к относительной продольной в упругой области:

$$v = \left(2 - \left(\frac{v_p}{v_s} \right)^2 \right) / \left(2 - 2 \left(\frac{v_p}{v_s} \right)^2 \right),$$

где v_p — скорость распространения продольных волн, м/с; v_s — скорость распространения поперечных волн, м/с.

Коэффициент анизотропии определяется по формуле

$$K_a = \frac{v_p^\perp}{v_p^\parallel},$$

где v_p^\perp — скорость распространения продольных волн перпендикулярно слоистости; v_p^\parallel — то же параллельно слоистости.

Модуль Юнга (модуль продольной упругости) E характеризует величину напряжения, которое необходимо приложить к деформируемому телу, чтобы его абсолютная деформация ока-

зилась равной первоначальной длине. Модуль Юнга определяется по формуле

$$E = v_p^2 \frac{(1+v) \cdot (1-2v)}{1-v} \cdot \rho_k, \text{ ГПа},$$

где v_p — скорость распространения продольных волн, м/с; v — коэффициент Пуассона; ρ_k — средняя плотность, кг/м³.

Модуль сдвига G — это отношение приложенного к породе касательного напряжения к углу, на который смешаются частицы:

$$G = \frac{E}{2 \cdot (1+v)}, \text{ ГПа},$$

где E — модуль Юнга, ГПа; v — коэффициент Пуассона.

Модуль объемного сжатия K — коэффициент пропорциональности между напряжением объемного сжатия и относительным уменьшением объема образца породы, который определяется по формуле [4]:

$$K = \frac{E}{3 \cdot (1-2v)}, \text{ ГПа},$$

где E — модуль Юнга, ГПа; v — коэффициент Пуассона.

Акустическая жесткость — это способность породы передавать колебательные движения. Величина акустической жесткости зависит от упругих свойств горных пород, их структурных особенностей и минерального состава. Акустическая жесткость Q определяется по формуле

$$Q = \rho_k v_p^{\max} \cdot 10^6, \text{ кг/(м}^2\cdot\text{с}),$$

где ρ_k — средняя плотность, г/см³; v_p^{\max} — максимальная скорость распространения продольных волн, м/с.

Результаты определения акустических и упругих характеристик на одном из карьеров приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Данные исследований акустических и упругих характеристик

| Тип пород | Глубина отбора, м | Коэффициент анизотропии K_a | Акустическая жесткость, $Q \cdot 10^6$, кг/(м ² ·с) | Коэффициент Пуассона ν |
|----------------------|-------------------|-------------------------------|---|----------------------------|
| Диориты | 32,4—57,0 | 0,98 | 16,26 | 0,19 |
| Гранодиориты | 47,42—92,0 | 0,96 | 12,14 | 0,23 |
| Аплиты | 64,10—75,8 | 0,98 | 14,14 | 0,14 |
| Брекчи смеш. состава | 9,65—35,70 | 0,98 | 15,47 | 0,24 |

Окончание табл. 4.3

| Тип пород | Модуль упругости | | |
|----------------------|------------------|------------------|----------------------------|
| | Юнга E , ГПа | сдвига G , ГПа | объемного сжатия K , ГПа |
| Диориты | 80,40 | 33,78 | 43,22 |
| Гранодиориты | 43,11 | 17,52 | 26,61 |
| Аплиты | 67,97 | 29,81 | 31,47 |
| Брекчи смеш. состава | 68,58 | 27,54 | 44,82 |

4.4. ГИПОТЕЗЫ ПРОЧНОСТИ МАТЕРИАЛА

Гипотезы прочности — это теории предельных напряженных состояний для оценки прочности материала в условиях любого, сколь угодно сложного напряженного состояния.

Среди большого разнообразия теорий прочности можно выделить следующие основные виды:

I. Классические теории прочности:

а) гипотезы максимальных нормальных напряжений (первая и вторая теории прочности),

б) гипотезы максимальных касательных напряжений (третья и четвертая теории прочности).

II. Энергетические теории прочности. Согласно этим гипотезам два напряженных состояния равноопасны, если для них одинакова удельная потенциальная энергия изменения формы (пятая гипотеза, авторы — Губер, Мизес, Генки; гипотеза Бельтрами — Хейга; гипотеза Шлейхера — Янга и др.).

III. Специальные теории прочности:

- а) теория предельного равновесия (теория Кулона — Мора),
- б) кинетическая (термофлуктуационная) теория прочности твердых тел акад. С.Н. Журкова,
- в) теория хрупкого разрушения А. Гриффитса (теория трещин).

4.4.1. Гипотезы максимальных нормальных напряжений

В случае одноосного напряженного состояния оценка прочности в данной точке конструкции производится путем непосредственного сопоставления возникающего в ней напряжения с допускаемым значением. Считая в геомеханике напряжения сжатия положительными, условия прочности имеют вид

$$\sigma_p < \sigma < \sigma_{ck}. \quad (4.1)$$

Коэффициент запаса прочности равен отношению допускаемого напряжения к действующему значению $n = [\sigma]/\sigma$. В случае трехосного напряженного состояния теория прочности выглядит следующим образом:

$$\sigma_p < \sigma_i < \sigma_{ck}; i = 1, 2, 3. \quad (4.2)$$

Недостатком данной гипотезы прочности является неучет сложного напряженного состояния (в частности, возникающих на диагональных площадках максимальных касательных напряжений).

Разнообразие объемных напряженных состояний безгранично, как безгранично и разнообразие материалов (горных пород, в частности) с присущими им индивидуальными свойствами и характеристиками. Следовательно, располагая ограниченными экспериментальными данными о свойствах материала — значениями σ_p и σ_{ck} , μ и E , необходимо иметь возможность оценить его прочность в условиях любого сложного напряженного состояния. Решение данной задачи становится возможным с применением *гипотез прочности*.

Два напряженных состояния называют **эквивалентными**, если они переходят в предельные при увеличении соответствующих им главных напряжений в n раз.

Напряжение при одноосном сжатии, равноопасное заданному сложному напряженному состоянию, называют **эквивалентным напряжением**.

Эквивалентное напряжение — это некоторая условная расчетная величина, а не реально возникающее напряжение.

Независимо от принятой гипотезы прочности после определения **эквивалентного напряжения** условие прочности можно представить в виде

$$\sigma_{\text{экв}} < [\sigma], \quad (4.3)$$

а **коэффициент запаса прочности** равен отношению допускаемого напряжения к эквивалентному значению: $n = [\sigma]/\sigma_{\text{экв}}$.

К гипотезам максимальных нормальных напряжений можно отнести **теорию приведенных напряжений Сен-Венана—Мариotta**, для которой эквивалентное напряжение

$$\sigma_{\text{экв}} = \sigma_1 - \mu(\sigma_2 - \sigma_3). \quad (4.4)$$

4.4.2. Гипотезы максимальных касательных напряжений

Согласно этой гипотезе два напряженных состояния равнопасны, если максимальные касательные напряжения для них одинаковы.

В случае чистого сдвига оценка прочности в данной точке конструкции производится путем непосредственного сопоставления возникающего в ней напряжения с допускаемым значением $\tau < [\tau]$.

Коэффициент запаса прочности равен отношению допускаемого напряжения к действующему значению: $n = [\tau]/\tau$.

В случае сложного напряженного состояния аналогично определяем **эквивалентное касательное напряжение**, а условие прочности примет вид

$$\tau_{\text{экв}} < [\tau]. \quad (4.5)$$

Третья гипотеза прочности.

Для объемного напряженного состояния

$$\tau_{\text{экв}} = \tau_{\max} (\sigma_1 - \sigma_3)/2,$$

и для эквивалентного одноосного сжатия

$$\sigma_{\text{экв}} = 2\tau_{\text{экв}} (\sigma_1 - \sigma_3).$$

Гипотеза Мора (четвертая гипотеза прочности).

$$\sigma_{\text{экв}} = \sigma_1 - v\sigma_3, \text{ где } v = \sigma_p/\sigma_{\text{ск}}. \quad (4.6)$$

Основным недостатком третьей и четвертой гипотез прочности является неучет влияния промежуточного главного напряжения σ_2 .

Изложенные выше четыре гипотезы прочности называют **классическими теориями прочности**.

4.4.3. Энергетические гипотезы прочности

Согласно этим гипотезам два напряженных состояния равнопасны, если для них одинакова **удельная потенциальная энергия изменения формы**.

Эквивалентные напряжения для энергетической гипотезы (называемой также **пятой гипотезой**, авторы — Губер, Мизес, Генки) определяются по формуле

$$\sigma_{\text{экв}} = \sqrt{\frac{1}{2}[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]}. \quad (4.7)$$

Заслуживают внимания другие энергетические гипотезы.

Гипотеза Бельтрами — Хейга

$$\sigma_{\text{экв}} = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_3\sigma_1)}. \quad (4.8)$$

Гипотеза Шлейхера — Янга

$$\frac{\sigma_{\text{эк}} = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_3\sigma_1) +}}{+(\sigma_{\text{ек}} - \sigma_p)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)} \rightarrow \quad (4.9)$$

Достоинством энергетических гипотез прочности является учет всех главных напряжений, действующих в точке массива.

4.4.4. Специальные гипотезы прочности

Кинетическая (термофлуктуационная) теория прочности твердых тел, разработанная акад. С.Н. Журковым, построена на том, что разрушение не является критическим состоянием тела. В соответствии с этой теорией в твердых телах непрерывно идет процесс накопления повреждений (старение), которое в определенный момент времени приводит к разрушению материала. Приложенные внешние нагрузки и соответствующие напряжения σ лишь уменьшают длительность t существования тела в неразрушенном состоянии согласно следующему закону.

$$t = t_0 \exp[(u_0 - \sigma V)/(kT)], \quad (4.10)$$

где t_0 — константа, совпадающая по порядку с периодом колебаний атомов и не зависящая от химического состава и структуры тела ($t_0 \approx 10^{-12}$ с); u_0 — энергия активации процесса разрушения (для гранитов $u_0 \approx 3 \cdot 10^{-19}$ Дж); V — объем активации, зависящий от структуры тела и составляющий $10^3 + 10^4$ атомных объемов (для гранитов $V = 1,5 \cdot 10^{-22}$ м³); $k = 1,38 \cdot 10^{-23}$ Дж/К — постоянная Больцмана; T — абсолютная температура тела.

Из (4.10) предел прочности определяется как

$$\sigma_p = [u_0 - kT \cdot \ln(t/t_0)]/V. \quad (4.11)$$

Длительные испытания горных пород подтверждают снижение прочности с увеличением времени действия нагрузки.

Согласно теории хрупкого разрушения А. Гриффита (теории трещин) решающее значение для начала разрушения имеют критические трещины в объеме твердого тела. На краях трещины обычно возникает концентрация напряжений, значительно

превышающая среднее значение действующих напряжений σ . Так при длине трещины $2l$ и радиусе ее закругления на конце r напряжение на краю

$$\sigma' = 2\sigma\sqrt{l/r}. \quad (4.12)$$

При растягивающих нагрузках, как только σ' превысит предел прочности при растяжении, трещина начнет развиваться, преодолевая при этом молекулярные силы сцепления. При действии сжимающей нагрузки трещины смыкаются и на их поверхности появляются силы взаимодействия, увеличивающие прочность тела.

4.4.5. Теория предельного равновесия

Применительно к горным породам наибольшее распространение получила теория предельного равновесия (теория прочности Мора), основанная на зависимости между касательными и нормальными напряжениями в каждой точке тела, находящегося в сложном напряженном состоянии.

В статике горных массивов изучаются напряженные состояния двух видов:

- напряженные состояния, при которых небольшое изменение внешних (объемных или поверхностных) сил не может вызвать нарушение равновесия;
- напряженные состояния, при которых некоторое малое изменение тех же внешних сил приводит к потере равновесия.

Напряженные состояния второго вида называют *пределыми напряженными состояниями*.

Основоположником теории предельного равновесия является К. Кулон, сформулировавший к 1723 г. основные положения предельного равновесия и применивший их к определению давления засыпки на подпорную стенку с вертикальной абсолютно гладкой гранью при допущении о существовании плоской поверхности сползания.

4.4.6. Условия предельного состояния и уравнения равновесия

Рассмотрим некоторую точку массива горных пород (*сыпучей среды* в терминологии В.В. Соколовского) и представим себе какую-нибудь площадку с нормалью n , проходящую через эту точку. На площадке действует вектор напряжения p , имеющий нормальную σ и касательную t компоненты.

Сопротивление сдвигу по данной площадке сыпучей среды с малой связностью может быть представлено линейной зависимостью

$$|\tau| \leq \sigma_n \operatorname{tg} \rho + k. \quad (4.13)$$

Это сопротивление слагается из сопротивления от внутреннего трения и из сопротивления от сцепления. Постоянные ρ и k обычно называют *углом внутреннего трения* и *коэффициентом сцепления*.

Сыпучую среду, в которой отсутствует сцепление ($k = 0$), называют *идеально сыпучей*, а среду, в которой отсутствует внутреннее трение ($\rho = 0$), называют *идеально связной*.

Определим основные условия, при которых возможно равновесие сыпучей среды в какой-нибудь ее точке. Очевидно, что соскальзывание по рассматриваемой площадке не будет иметь места, если

$$|\tau| \leq \sigma_n \operatorname{tg} \rho + k, \text{ причем } \sigma_n \geq -k \operatorname{ctg} \rho. \quad (4.14)$$

Коэффициент $H = k \operatorname{ctg} \rho = \sigma_p$ является временным сопротивлением всестороннему равномерному растяжению.

Наряду с вектором действительного напряжения на площадке с нормалью n удобно рассматривать так называемый вектор *приведенного* напряжения p' , имеющий нормальную $\sigma + H$ и касательную t компоненты.

Неравенство, обеспечивающее отсутствие соскальзывания, для *приведенного* напряжения имеет вид

$$|\tau| \leq (\sigma_n + H) \operatorname{tg} \rho, \text{ причем } \sigma_n \geq -H. \quad (4.15)$$

В сыпучих телах (горных породах), для которых H невелико, возможны лишь небольшие растягивающие нормальные напряжения, а в идеально сыпучих средах — только сжимающие нормальные напряжения. В этом состоит их существенное отличие от твердых тел, в которых H велико и, следовательно, могут иметь место большие нормальные напряжения обоих знаков.

Для равновесия сыпучей среды в рассматриваемой точке массива предыдущее неравенство должно быть выполнено на любой площадке, проходящей через эту точку, следовательно,

$$\max \{ |\tau| - (\sigma_n + H) \operatorname{tg} \rho \} \leq 0. \quad (4.16)$$

Состояние, когда $\max \{ |\tau| - (\sigma_n + H) \operatorname{tg} \rho \} = 0$, называют *пределальным*.

Условие предельного состояния для сыпучей среды предполагает, что *при предельном состоянии максимальная разность между абсолютной величиной касательного напряжения и линейной функцией от нормального напряжения, действующего на той же площадке, равна нулю*.

Для идеально сыпучей среды $k = H = 0$, а для идеально связной $\rho = 0$. Таким образом, для идеально связной среды получим, что *максимальное касательное напряжение является величиной постоянной* $\max \{ |\tau| \} = k$, что совпадает с условием пластичности.

Площадки, на которых выполняются уравнения предельного равновесия, называются *площадками скольжения*. Таких площадок всегда две; они проходят через одну из главных осей и одинаково наклонены к другим главным осям.

Если все точки некоторой области массива находятся в предельном состоянии, то и вся эта область находится в предельном состоянии.

В области, где имеет место предельное состояние, можно провести поверхности, обладающие тем свойством, что касательные плоскости в каждой их точке совпадают с соответствующей площадкой скольжения. Такие поверхности образуют систему двух неортогональных семейств и называются *поверхностями скольжения*.

4.4.7. Круговая диаграмма напряжений Мора

Наглядное геометрическое представление напряженного состояния в точке массива дает **диаграмма Мора** для напряжений. По оси абсцисс откладывается нормальная компонента вектора напряжений σ_n , а по оси ординат — абсолютная величина касательной компоненты — $|\tau|$.

Из известных из теории напряжений в точке формул напряжений на наклонной площадке

$$\sigma_N = \sigma_1 l^2 + \sigma_2 m^2 + \sigma_3 n^2 \text{ и } p_N^2 = \sigma_1^2 l^2 + \sigma_2^2 m^2 + \sigma_3^2 n^2,$$

уравнения косинусов $l^2 + m^2 + n^2 = 1$, получим в результате преобразований уравнения окружностей с радиусами, равными значениям главных касательных напряжений.

$$R_{12} = \tau_{12} = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2), \quad R_{23} = \tau_{23} = \frac{1}{2}(\sigma_2 - \sigma_3),$$

$$R_{31} = \tau_{31} = \frac{1}{2}(\sigma_3 - \sigma_1).$$

Все точки, определяемые координатами σ_n и $|\tau|$, изображающие вектор напряжения на рассматриваемой площадке, лежат внутри криволинейного треугольника PQL (рис. 4.1).

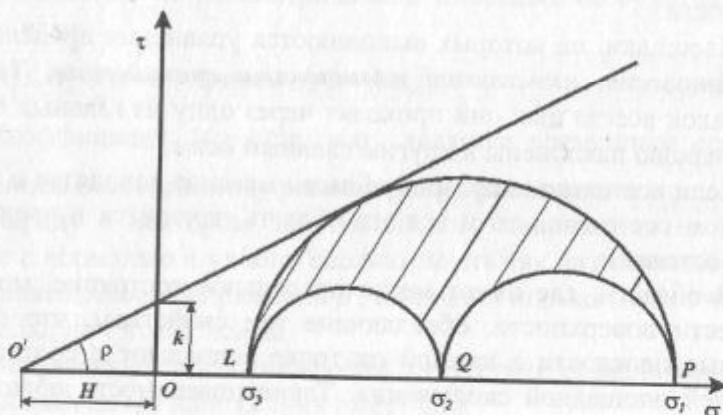


Рис. 4.1. Круговая диаграмма напряжений Мора

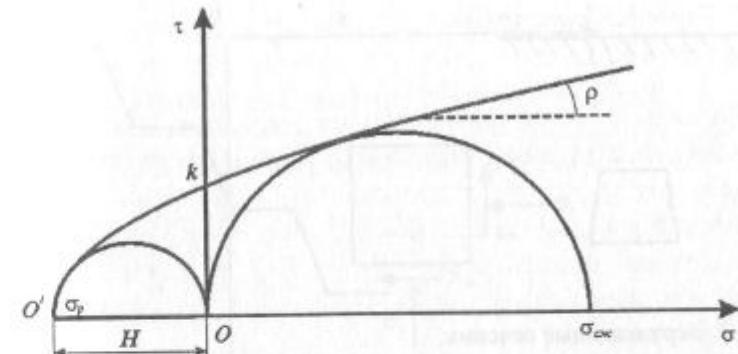


Рис. 4.2. Круговая диаграмма напряжений Мора для нелинейной зависимости $|\tau| = f(\sigma_n)$

Условие предельного равновесия $|\tau| = \sigma_n \operatorname{tg} \rho + k = (\sigma_n + H) \operatorname{tg} \rho$ изображается на этой диаграмме в виде прямой, которая служит огибающей всех больших главных полуокружностей напряжений и носит название **предельной прямой**.

Замечание 1. Предельная прямая для идеально сыпучей среды, когда $k = H = 0$, проходит через начало координат, а для идеально связной среды, когда $\rho = 0$, параллельна оси абсцисс.

Замечание 2. Многочисленные экспериментальные данные показывают, что для материалов, обладающих значительной связностью, условие предельного равновесия имеет нелинейный вид $\tau = f(\sigma_n)$ и достаточно надежно описывается уравнением второго порядка. В этом случае огибающая кругов Мора является не прямой линией, а ветвью параболы (рис. 4.2).

4.4.8. Плоские задачи теории предельного равновесия

Большинство задач горной геомеханики может решаться в упрощенной — плоской постановке, так как все вертикальные сечения исследуемого объекта (например, горизонтальной горной выработки или борта карьера) идентичны (рис. 4.3). В этом случае вместо пространственной (трехмерной) задачи можно решать плоскую (двумерную) задачу, что приводит к существенным упрощениям в процессе её алгоритмизации и решения.

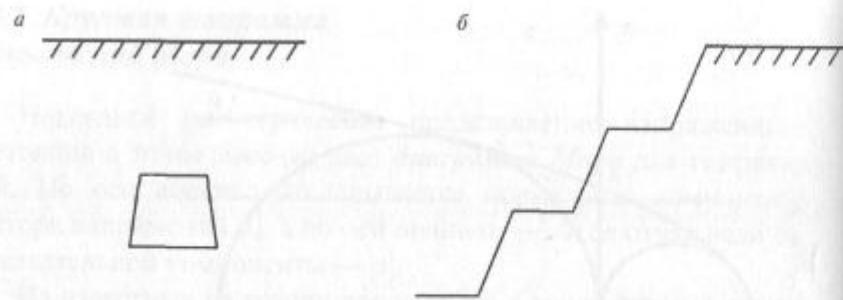


Рис. 4.3. Вертикальные сечения:
а — горизонтальной выработки; б — борта карьера

Различают два вида плоских задач:

1. **Плоское напряженное состояние.** В этом случае тензоры напряжений и деформаций имеют вид

$$T_n = \begin{bmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & 0 \\ \tau_{yx} & \sigma_y & 0 \\ 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}; T_{\text{деф}} = \begin{bmatrix} \epsilon_x & \frac{1}{2}\gamma_{xy} & 0 \\ \frac{1}{2}\gamma_{yx} & \epsilon_y & 0 \\ 0 & 0 & \epsilon_z \end{bmatrix}. \quad (4.17)$$

2. **Плоская деформация.** В случае плоской деформации отсутствует деформация в направлении оси z . Тензоры имеют вид

$$T_n = \begin{bmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & 0 \\ \tau_{yx} & \sigma_y & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_z \end{bmatrix}; T_{\text{деф}} = \begin{bmatrix} \epsilon_x & \frac{1}{2}\gamma_{xy} & 0 \\ \frac{1}{2}\gamma_{yx} & \epsilon_y & 0 \\ 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}. \quad (4.18)$$

В горной геомеханике, как правило, рассматриваются задачи второго вида (**плоская деформация**).

Компоненты напряжения $\tau_{yz} = \tau_{zx} = 0$, а остальные не зависят от z (рис. 4.4).

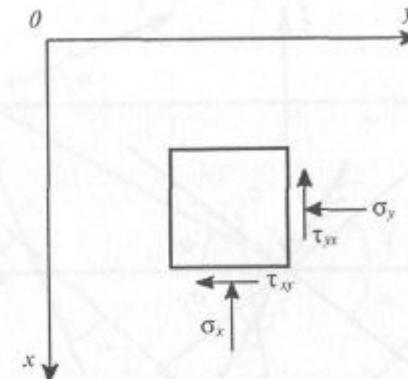


Рис. 4.4. Вертикальное сечение элементарного объема

Главные напряжения из решения кубического уравнения

$$\sigma_{1,2} = \frac{1}{2}(\sigma_x + \sigma_y) \pm \sqrt{\frac{1}{4}(\sigma_x - \sigma_y)^2 + \tau_{xy}^2}, \quad \sigma_3 = \sigma_z, \quad \sigma_1 > \sigma_2. \quad (4.19)$$

Поверхности скольжения при плоском предельном равновесии сыпучей среды имеют цилиндрический вид, образующие которых параллельны осям z .

Линии пересечения этих поверхностей с плоскостью xy называют **линиями скольжения**. Они составляют систему двух, в общем случае, неортогональных семейств — сетку **линий скольжения**.

Дифференциальные уравнения равновесия в системе координат xy сводятся к системе двух линейных уравнений:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} = X\rho = \gamma; \quad \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} = Y\rho = 0. \quad (4.20)$$

Выразим нормальную σ и касательную τ компоненты вектора напряжения, действующего на произвольной наклонной площадке, через главные нормальные напряжения σ_1 и σ_2 ,

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_2) + \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2)\cos 2\omega, \quad |\tau_n| = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2)\sin 2\omega,$$

где ω — угол между нормалью к площадке n и главной осью 1.

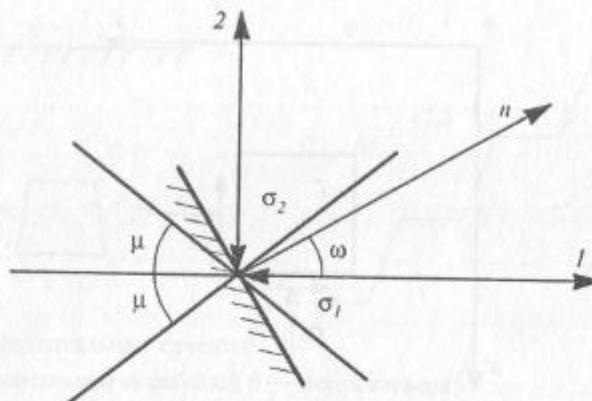


Рис. 4.5. Положение площадок скольжения

Подставляя полученные выражения в условие предельного равновесия (4.16), получаем максимальное значение разности $\{|\tau| - (\sigma_n + H)\operatorname{tg} \rho\}$ при угле $2\omega = \pi - 2\mu$, причем $2\mu = \pi/2 - \rho$, который определяет положение площадок скольжения. Таких площадок две, они наклонены к главной оси I под углами $\pm\mu$ и образуют между собой угол 2μ (рис. 4.5).

В области предельного равновесия через каждую точку на плоскости xy проходят две линии скольжения, касательные к которым наклонены к главной оси I под углами $\pm\mu$, а к оси x — под углами $\phi \pm \mu$, где ϕ — угол между осями x и I (рис. 4.6).

Вся область предельного равновесия покрыта двумя семействами линий — *сеткой линий скольжения*.

Нормальная и абсолютная величина касательной компоненты вектора напряжения на любой площадке скольжения выражаются через σ_1 и σ_2 равенствами

$$\sigma_n = S = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_2) - \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2)\sin\rho; |\tau_n| = T = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2)\cos\rho.$$

Подставляя в уравнение предельного равновесия, получим

$$(\sigma_1 - \sigma_2) = (\sigma_1 + \sigma_2 + 2H)\sin\rho. \quad (4.21)$$

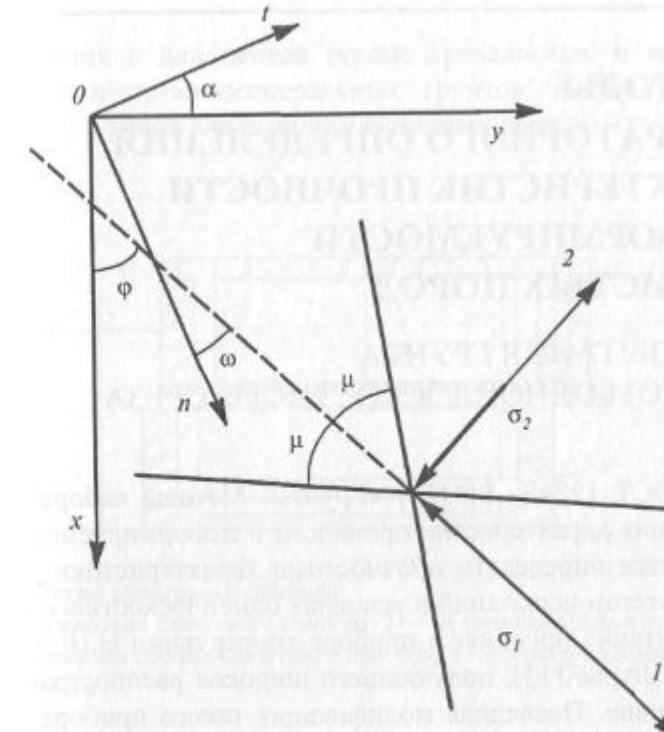


Рис. 4.6. Положение площадок скольжения в различных системах координат

Заменяя главные нормальные напряжения на компоненты тензора, после преобразований получим

$$(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2 = (\sigma_x + \sigma_y + 2H)^2 \sin^2 \rho. \quad (4.22)$$

Решая совместно с дифференциальными уравнениями равновесия (4.20), получим систему трех уравнений с тремя неизвестными σ_x , σ_y и τ_{xy} . Задача о нахождении напряжений (при статических граничных условиях) *статически определена*.

5. МЕТОДЫ ЛАБОРАТОРНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОЧНОСТИ И ДЕФОРМИРУЕМОСТИ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД

5.1. ИСПЫТАНИЯ ГРУНТА МЕТОДОМ ОДНОПЛОСКОСТНОГО СРЕЗА

В ГОСТ 12248—96 [51] «Грунты. Методы лабораторного определения характеристик прочности и деформируемости» рекомендуется определять прочностные характеристики грунтов по результатам испытаний в условиях одноплоскостного среза.

Испытания проводят в приборе конструкции Н.Н. Маслова — Ю.Ю. Лурье [13], получившего широкое распространение в нашей стране. Последняя модификация такого прибора выпускалась опытным заводом института «Гидропроект» в г. Угличе. Сдвигающее и нормальное усилия прикладываются посредством рычагов, измерение деформации среза выполняется индикатором часового типа ИЧ-10, с точностью измерения 0,01 мм. Принципиальная схема сдвигового прибора приведена на рис. 5.1.

До настоящего времени этот прибор используется всеми организациями, проводящими инженерно-строительные изыскания, и другими геотехническими лабораториями при определении параметров прочности песчаных и глинистых грунтов.

В последнее время широкое распространение получили приборы Пензенского ГУАС и ООО «Геотек» [88], которыми разработана конструкция подобного прибора, но с использованием современных технологий (рис. 5.2).

Испытание грунта методом одноплоскостного среза проводят для определения следующих характеристик прочности: сопротивления грунта срезу τ , угла внутреннего трения ϕ , удельно-

го сцепления c для песков (кроме гравелистых и крупных), глинистых и органо-минеральных грунтов, используя закон прочности Кулона для сыпучих и связных сред.

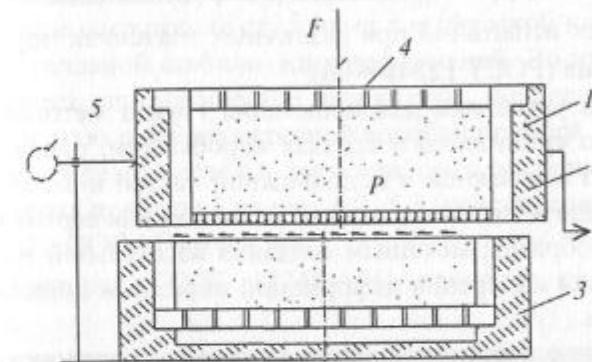


Рис. 5.1. Схема сдвигового прибора:
1 — рабочее кольцо сдвигового прибора; 2 — подвижная обойма прибора;
3 — неподвижная обойма сдвигового прибора; 4 — перфорированный штамп;
5 — индикатор

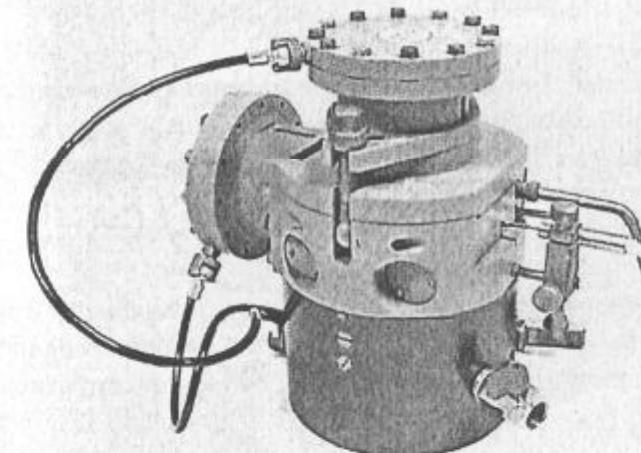


Рис. 5.2. Общий вид прибора одноплоскостного среза

Сопротивление грунта срезу определяют как предельное среднее касательное напряжение, при котором образец грунта срезается по фиксированной плоскости при заданном нормальному напряжении. Для определения c и ϕ необходимо провести не менее трех испытаний при различных значениях нормального напряжения (ГОСТ 12248—96).

В состав установки для испытания грунта методом одноплоскостного среза входят: срезная коробка (см. рис. 5.1, 5.2), состоящая из подвижной и неподвижной частей и включающая рабочее кольцо и жесткие штампы; механизм для вертикального нагружения образца; механизм создания касательной нагрузки; устройства для измерения деформаций образца и прикладываемой нагрузки.

Предельное сопротивление сдвигу и прочностные характеристики грунтов определяются разными методами — прямым одноплоскостным срезом, трехосным сжатием, а в полевых условиях — сдвигом грунтовых призм по заранее заданной поверхности, лопастными крыльчатками.

Испытания проводят при разных значениях вертикальных напряжений:

$$\sigma = F / A.$$

Чем больше σ , тем больше сопротивление грунта сдвигу.

Предельное сопротивление сыпучих грунтов сдвигу прямо пропорционально нормальному напряжению — закон Кулона для несвязных грунтов

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \phi.$$

Предельное сопротивление связных грунтов сдвигу при завершенной их консолидации есть функция первой степени нормальных напряжений — закон Кулона для связных грунтов

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \phi + c.$$

Для не полностью консолидированных грунтов

$$\tau = (\sigma - u) \operatorname{tg} \phi,$$

где u — поровое давление, соответствующее данной степени консолидации.

Испытания образцов грунта проводят по двум режимам нагружения сдвигающей нагрузкой. В первом случае применяется статическое нагружение ступенями с выдержкой на каждой ступени до условной стабилизации деформаций. Во втором случае применяется кинематическое нагружение, непрерывно с заданной скоростью движения срезной коробки прибора. Эти условия нагружения реализуются в двух приборах различной конструкции, которая приведена на рис. 5.2, 5.3 (конструкция Пензенского ГУАС и ООО «Геотек» [88]).

Испытания (ГОСТ 12248—96) проводят по следующим схемам:

- консолидированно-дренированное испытание — для песков и глинистых грунтов независимо от их степени влажности в стабилизированном состоянии;
- неконсолидированно-недренированное испытание — для водонасыщенных глинистых и органико-минеральных грунтов

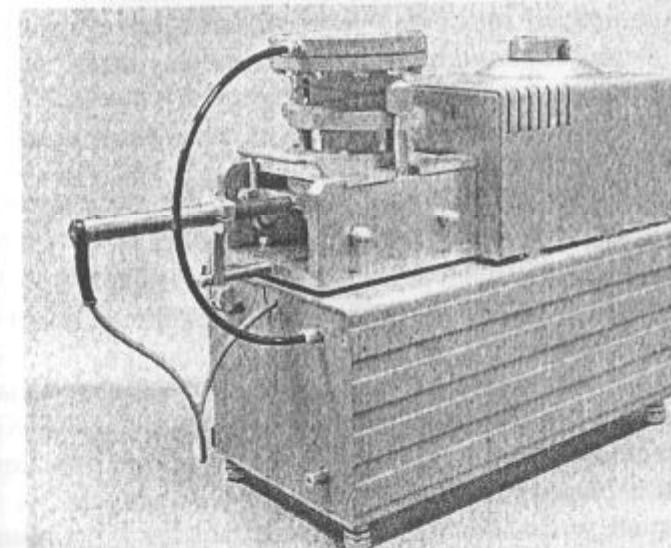


Рис. 5.3. Прибор одноплоскостного среза с кинематическим нагружением

в нестабилизированном состоянии и просадочных грунтов, приведенных в водонасыщенное состояние замачиванием без приложения нагрузки.

Для испытаний используют образцы грунта ненарушенной структуры с природной влажностью или в водонасыщенном состоянии, или образцы нарушенной структуры с заданными значениями плотности и влажности (в том числе при полном водонасыщении). При этом образцы просадочных грунтов испытывают в водонасыщенном состоянии, а набухающих — при природной влажности. Образцы должны иметь форму цилиндра диаметром не менее 70 мм и высотой 1/2...1/3 диаметра. Изготовленный образец взвешивают и в зависимости от схемы испытания и вида грунта приступают или к его предварительному уплотнению, или сразу к испытанию на срез. Предварительное уплотнение образца при консолидированно-дренированном испытании проводят непосредственно в рабочем кольце срезного прибора или в уплотнителе. Для испытаний образцов грунта в условиях полного водонасыщения необходимо предварительно замочить образцы, заполнив ванну уплотнителя водой.

5.1.1. Проведение консолидированно-дренированного испытания

Предварительное уплотнение образца, за исключением образцов просадочных грунтов, испытываемых в водонасыщенном состоянии, производят при нормальных давлениях p , при которых определяют сопротивление срезу t . Нормальные давления передают на образец грунта ступенями Δp . Значения p и Δp приведены в ГОСТ 12248—96.

Каждую ступень давления при предварительном уплотнении выдерживают в течение времени, указанного в ГОСТ 12248—96, а конечную ступень — до достижения условной стабилизации деформаций сжатия образца грунта.

За критерий условной стабилизации деформации принимают ее приращение, не превышающее 0,01 мм за время, указанное в ГОСТ 12248—96.

В процессе предварительного уплотнения образцов грунта, а при их испытаниях в водонасыщенном состоянии и в период замачивания регистрируют в журнале испытаний вертикальные деформации образцов. В конце каждой ступени нагружения записывают показания приборов для измерения деформаций, а на последней ступени так, чтобы определить наступление условной стабилизации деформации сжатия образца грунта.

После предварительного уплотнения, если оно проводилось в уплотнителе, следует быстро разгрузить образец и перенести рабочее кольцо с образцом в срезную коробку. Далее закрепляют рабочее кольцо в срезной коробке, устанавливают перфорированный штамп, производят регулировку механизма нагрузки, делают зазор 0,5...1 мм между подвижной и неподвижной частями срезной коробки, закрепляют измерительную аппаратуру для регистрации вертикальных деформаций образца и записывают ее начальное показание в журнале испытаний (ГОСТ 12248—96). На образец грунта передают то же нормальное давление, при котором происходило предварительное уплотнение грунта, за исключением образцов просадочного грунта, испытываемых в водонасыщенном состоянии. В том случае нормальное давление при срезе должно составлять 0,1; 0,2; 0,3 МПа. Нормальную нагрузку следует передать на образец в одну ступень и выдержать ее не менее: для песков — 5 мин; для суглинков — 15 мин; для глин — 30 мин.

При передаче касательной нагрузки ступенями их значения должны составлять 5 % от значения нормальной нагрузки, при которой производят срез. На каждой ступени нагружения записывают показания приборов для измерения деформаций среза через каждые 2 мин, уменьшая интервал между измерениями до 1 мин в период затухания деформации до ее условной стабилизации. За критерий условной стабилизации деформации среза принимают скорость деформации, не превышающую 0,01 мм/мин.

Испытание следует считать законченным, если при приложении очередной ступени касательной нагрузки происходит мгновенный срез (срыв) одной части образца по отношению к другой или общая деформация среза превысит 5 мм.

5.1.2. Проведение неконсолидированно-недренированного испытания

Рабочее кольцо с образцом грунта помещают в срезную коробку и закрепляют в ней. Далее устанавливают сплошной штамп, производят регулировку механизма нагрузки, делают зазор 0,5...1 мм между подвижной и неподвижной частями срезной коробки, закрепляют приборы для измерения деформации среза и записывают начальные показания.

На образец грунта передают сразу в одну ступень нормальное давление p , при котором будет производиться срез образца. Значения p принимают по ГОСТ 12248—96. Если при давлениях 0,125 и 0,15 МПа происходит выдавливание грунта в зазор между подвижной и неподвижной частями срезной коробки, необходимо их уменьшить на 0,025 МПа.

Сразу после передачи нормальной нагрузки приводят в действие механизм для создания касательной нагрузки и производят срез образца грунта не более чем за 2 мин с момента приложения нормальной нагрузки.

При передаче касательной нагрузки ступенями их значения не должны превышать 10 % значения нормального давления, при котором производится срез, и приложение ступеней должно следовать через каждые 10...15 с. Момент окончания испытания устанавливают так же, как и при консолидированно-дренированном испытании.

По измеренным в процессе испытания значениям касательной и нормальной нагрузок вычисляют касательные и нормальные напряжения τ и σ , МПа, по формулам:

$$\tau = Q/A, \quad \sigma = F/A, \quad (5.1)$$

где Q и F — соответственно касательная и нормальная силы к плоскости среза, кН; A — площадь среза, см^2 .

Здесь и далее $1 \text{ кН}/\text{см}^2 = 10 \text{ МПа}$.

В процессе испытания ведут журнал, форма которого приведена в приложении А ГОСТ 12248—96 [51].

Определение τ необходимо проводить не менее чем при трех различных значениях p .

Из каждого значения τ вычитают поправку за счет трения в приборе по заранее построенной тарировочной кривой. При фиксации хода испытаний автоматическими приборами в полученную диаграмму среза также вносят поправку за счет трения в приборе.

По измеренным в процессе испытания значениям деформаций среза Δl , соответствующим различным напряжениям τ , строят график зависимости $\Delta l = f(r)$ (рис. 5.4, а).

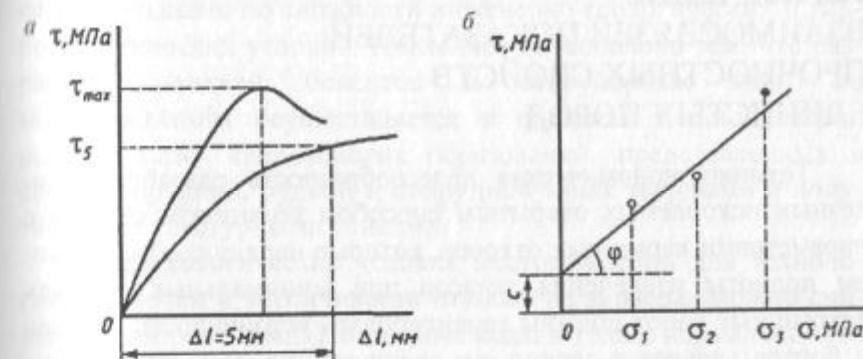
За сопротивление грунта срезу принимают максимальное значение τ , полученное по графику $\Delta l = f(r)$ или диаграмме среза на отрезке Δl , не превышающем 5 мм.

Если τ , возрастает монотонно, то за сопротивление грунта срезу следует принимать τ при $\Delta l = 5 \text{ мм}$.

Угол внутреннего трения ϕ и удельное сцепление c определяют как параметры линейной зависимости

$$\tau = \sigma \operatorname{tg}\phi + c, \quad (5.2)$$

где τ и σ определяют по формулам (5.1) (зависимость $\tau = f(\sigma)$, рис. 5.4, б).



Масштаб графика:
по горизонтали
10 мм — 1 мм для Δl
по вертикали
20 мм — 0,1 МПа для τ

Масштаб графика:
по горизонтали
20 мм — 0,1 МПа для σ
по вертикали
20 мм — 0,1 МПа для τ

Рис. 5.4. Графики зависимостей $\Delta l = f(r)$ (а) и $\tau = f(\sigma)$ (б)

При проведении повторных срезов зависимость (5.2) записывают в виде

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \phi + \sum_w + c_c, \quad (5.3)$$

где \sum_w — удельное сцепление, определяемое по испытанию на повторный срез; c_c — часть общего удельного сцепления c за вычетом \sum_w .

Угол внутреннего трения ϕ и удельное сцепление c , МПа, вычисляют по формулам:

$$c = \frac{\sum \sigma_i^2 \sum \tau_i - \sum \sigma_i \sum \sigma_i \tau_i}{n \sum \sigma_i^2 - (\sum \sigma_i)^2}; \quad \operatorname{tg} \phi = \frac{n \sum \sigma_i \tau_i - \sum \sigma_i \sum \tau_i}{n \sum \sigma_i^2 - (\sum \sigma_i)^2}, \quad (5.4)$$

где τ_i — опытные значения сопротивления срезу, определенные при различных значениях σ_i и относящиеся к одному инженерно-геологическому элементу или отдельному монолиту грунта (при $n \geq 3$); n — число испытаний.

5.2. ИЗУЧЕНИЕ ВЗАИМОСВЯЗЕЙ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД

Технико-экономическая целесообразность разработки полезных ископаемых открытым способом во многом связана с параметрами карьерных откосов, которые наряду с обеспечением полноты извлечения запасов при минимальных объемах вскрышных работ должны гарантировать устойчивость уступов и бортов карьера в период его эксплуатации. В свою очередь, назначение оптимальных параметров уступов и бортов карьеров невозможно без знания надежных расчетных показателей прочностных свойств пород, слагающих откосы карьеров. Некоторые показатели можно установить только по результатам комплексных исследований по изучению взаимосвязей показателей прочностных свойств глинистых пород.

Практика отработки Тургайских бокситовых месторождений показала, что проектные параметры уступов и бортов карьеров, рассчитанные на основе прочностных характеристик, принятых по методу аналогий без учета конкретных горно-геологических условий, не обеспечивают устойчивости бортов эксплуатируемых карьеров. В результате нарушения устойчивости бортов на Тургайских карьерах отмечено семь случаев оползнепроявления: в трех из них на оползневых участках оставлены запасы бокситов и оgneупорных глин, выемка которых признана экономически нецелесообразной. В других случаях доработка запасов потребует дополнительных затрат на ликвидацию оползней и разноску бортов для обеспечения их устойчивости.

При оценке устойчивости откосов уступов, бортов и отвалов на карьерах в качестве основных исходных данных используются показатели сопротивления пород сдвигу: сцепление (k) и угол внутреннего трения (ρ).

Особую сложность приобретает получение достоверных расчетных прочностных характеристик горных пород для карьеров Тургайской группы бокситовых месторождений, являющихся уникальными по сложности инженерно-геологических и гидрогеологических условий. Последнее обусловлено тем, что разработка залежей бокситов и оgneупорных глин на месторождениях осуществляется в пределах мощной толщи рыхлых мезо-кайнозойских образований, представленных в своих надрудной, рудной и подрудной зонах твердыми и полутордыми текстурными глинами.

Гидрогеологические условия месторождений для технологии отработки и устойчивости откосов на карьерах можно считать благоприятными. Подземные воды в толще нормально осадочных пород распространены локально и приурочены к отдельным участкам бокситов и линзам глинистых песков и песчаных глин мезокайнозоя. Трещинно-карстовый напорный водоносный горизонт почти повсеместно залегает значительно глубже продуктивной толщи и отличается высокой водообильностью. Во избежание влияния напорных вод на свойства пород,

слагающих борты карьеров, и для исключения опасности прорыва вод в карьерах проектом предусмотрено оставление глинистой предохранительной подушки мощностью 30—40 м.

Рыхлые мезозойские образования в геолого-литологическом разрезе района месторождений представлены (сверху-вниз) четвертичными суглинками, неогеновыми гипсоносными глинами, палеогеновыми пестроцветными глинами, бокситоподобными глинами, бокситами, огнеупорными и подрудными глинами.

Четвертичные делювиальные-пролювиальные суглинки желтовато-бурового и серовато-бурового цветов — маловлажные, твердой консистенции. В летний сухой период толща суглинков оказывается пронизанной зияющими трещинами усыхания до глубины 2,5—3,5 м от поверхности земли, которые закрываются по мере увеличения влажности пород в дождливый период. Грунты от слабо- до среднесжимаемых обладают набухающими свойствами. При избыточном увлажнении прочностные свойства суглинков снижаются более чем в 2 раза.

Неогеновые глины — зеленого, серо-зеленоватого до коричневого (в зоне выветривания) цвета, плотные и вязкие, с включениями кристаллов, друз и гнезд гипса и прослоев мергеля. По составу глины монтмориллонитовые с примесью ферри-монтмориллонита, обладают сильно набухающими свойствами.

Пестроцветные глины — плотные, очень вязкие, розовато-силеневого, желтого, коричневого, красно-бурового и светло-серого цветов; слагаются каолином и галлуазитом с небольшой примесью гидрослюды. Бокситоподобные глины также представлены каолинитом с примесью гидрослюды.

Бокситы и огнеупорные глины залегают в толще рыхлых пород и представлены: первые — каменистыми, рыхлыми, сухаристыми и глинистыми, вторые — преимущественно глинистыми разностями.

Подрудная свита представлена тонкодисперсными каолинитовыми глинами светло-желтого, желтого и бело-силеневатого цветов в верхней части разреза и темного, вплоть до черного цвета в нижней его части.

Глины светлых оттенков частично запесоченные и ожелезненные, мыльные на ощупь. Полосчатые бело-силеневые отложения представляют собой глинистые накопления, отличающиеся весьма низким содержанием песчаных и глинистых частиц. Все глинистые образования весьма часто могут быть плотными и вязкими при достаточной степени их увлажнения. В естественном залегании все разновидности глинистых пород, за исключением подрудных глин, относятся к породам твердой, а подрудные глины — полутвердой консистенции. Все глинистые породы легко размокают в воде. Наибольшей набухаемостью обладают монтмориллонитовые неогеновые, а также палеогеновые пестроцветные глины и четвертичные суглинки.

С этой целью были выполнены комплексные исследования, включающие лабораторные испытания пород на сдвиговых приборах и стабилометре, испытания на сдвиг породных призм в натурных условиях, определение прочностных обобщенных характеристик по обратным расчетам оползней. В лабораторных условиях было выполнено 289 испытаний образцов глинистых пород на сдвиг, в том числе на приборе П10-С 255 опытов, на приборе ПГС 34 опыта и 6 испытаний в условиях объемного сжатия на стабилометре УСВ-2.

Общее сцепление в скрытопластичных глинах состоит из структурного сцепления, обусловленного жесткими связями между частицами горной породы, и сцепления, обусловленного водно-коллоидными связями. Структурное сцепление не зависит от влажности и для данной породы является постоянной величиной. При нарушении структуры породы структурные связи необратимо разрушаются. В отличие от структурного сцепления коллоидная связность глинистых пород зависит от влажности и носит обратимый характер.

Испытания пород на сдвиговых приборах П10-С и ПГС производились по схеме медленного сдвига в условиях свободного оттока воды (по открытой системе) после предварительно-го уплотнения образцов под нагрузкой. Такая схема испытаний обеспечивает полную консолидацию породы от каждой ступени нагрузки.

К образцам прикладывалась вертикальная сжимающая нагрузка, равная 0,1—0,6 МПа, которая выдерживалась до полной стабилизации вертикальной деформации (> 24 ч). Горизонтальная нагрузка прикладывалась ступенями, величина которых на первой стадии составляла 0,5—0,6 (0,02—0,05 МПа) ожидаемой предельной нагрузки сдвига, на второй стадии 0,005—0,01 МПа в зависимости от величины предельной нагрузки. За сдвигающую нагрузку принималась нагрузка, при которой по показаниям индикатора отмечалось резкое нестабилизирующее нарастание деформаций сдвига.

Для каждой разновидности глинистых пород при уплотняющей нагрузке $\sigma = 0,1; 0,2; 0,3; 0,4; 0,5; 0,6$ МПа были определены значения сдвигающего усилия τ при соответствующей влажности w . Результаты испытаний представлены в виде графиков функций $\tau = f(w)$ для каждого значения уплотняющей нагрузки (рис. 5.5—5.10). На основе статистической обработки данных испытаний для каждого значения уплотняющей нагрузки определена эмпирическая кривая зависимости сопротивления сдвигу от влажности, а также корреляционные параметры опытных значений, характеризующие силу взаимосвязи случайных

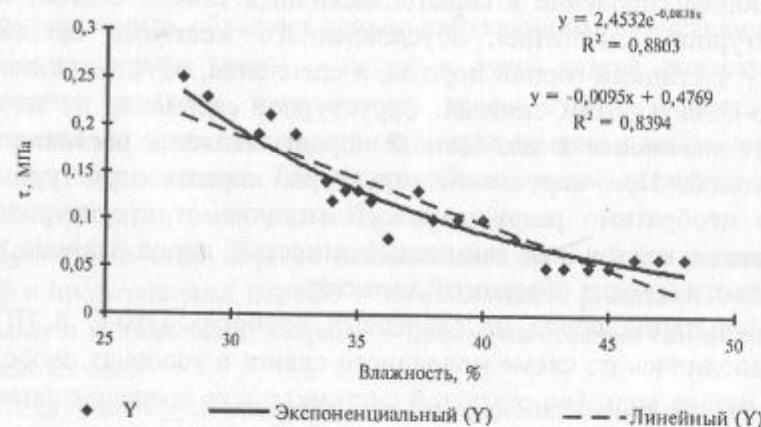


Рис. 5.5. Зависимость сопротивления пород сдвигу от влажности при $\sigma = 0,1$ МПа

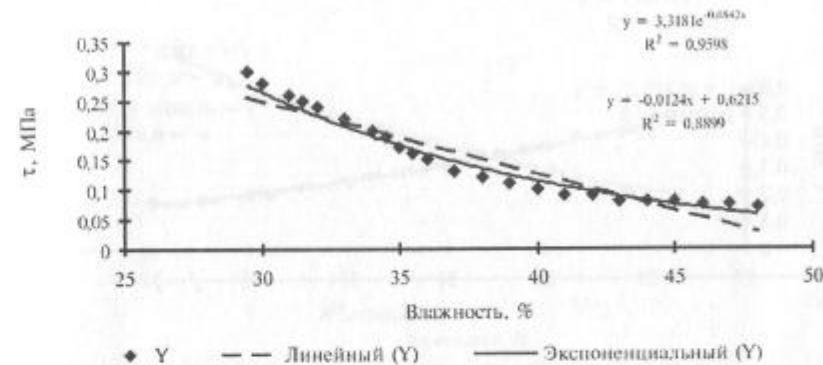


Рис. 5.6. Зависимость сопротивления пород сдвигу от влажности при $\sigma = 0,2$ МПа

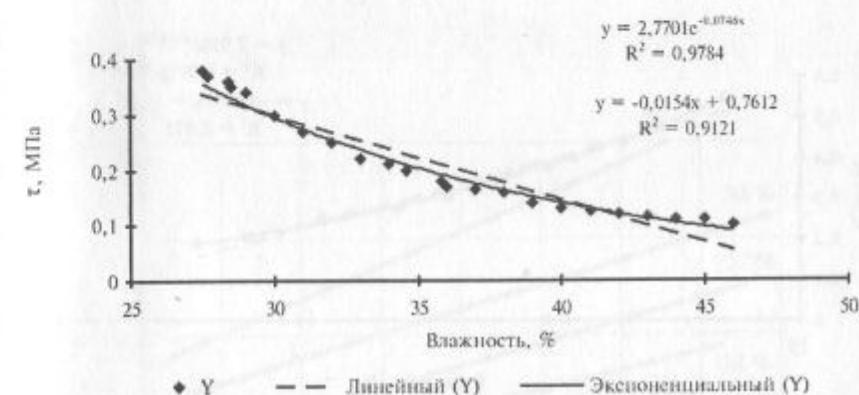


Рис. 5.7. Зависимость сопротивления пород сдвигу от влажности при $\sigma = 0,3$ МПа

величин τ и w . Для аналитического описания экспериментальных данных использованы линейная и экспоненциальная функции. Экспоненциальная зависимость имеет вид

$$\tau = \tau_0 e^{\lambda(w_0 - w)}, \quad (5.5)$$

где w_0 — начальная (естественная) влажность породы; λ — коэффициент, определяемый из обработки опытных данных.



Рис. 5.8. Зависимость сопротивления пород сдвигу от влажности при $\sigma = 0,4$ МПа

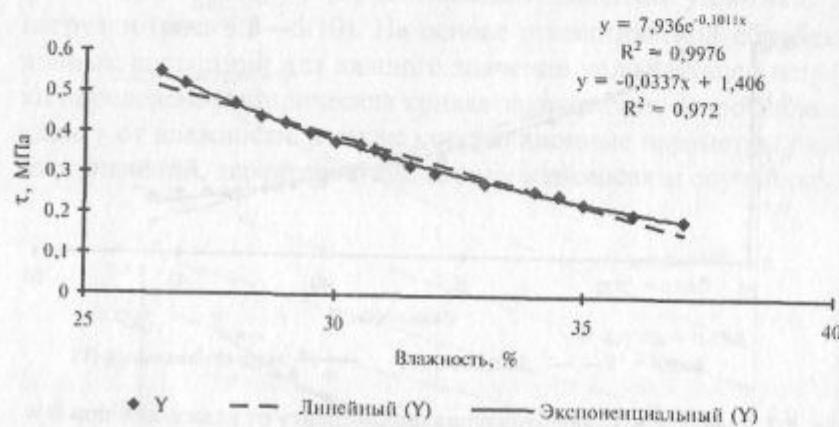


Рис. 5.9. Зависимость сопротивления пород сдвигу от влажности при $\sigma = 0,5$ МПа

Для каждого значения влажности с шагом $\Delta w = 2\%$ по полученным кривым $\tau = f(w)$ определены сдвигающие усилия τ и соответствующая им уплотняющая нагрузка σ . По найденным значениям построены графики зависимостей $\tau = f(\sigma)$ при $w = \text{const}$ (рис. 5.11), на основе которых для каждого значения влажности определен угол внутреннего трения и сцепление (табл. 5.1).

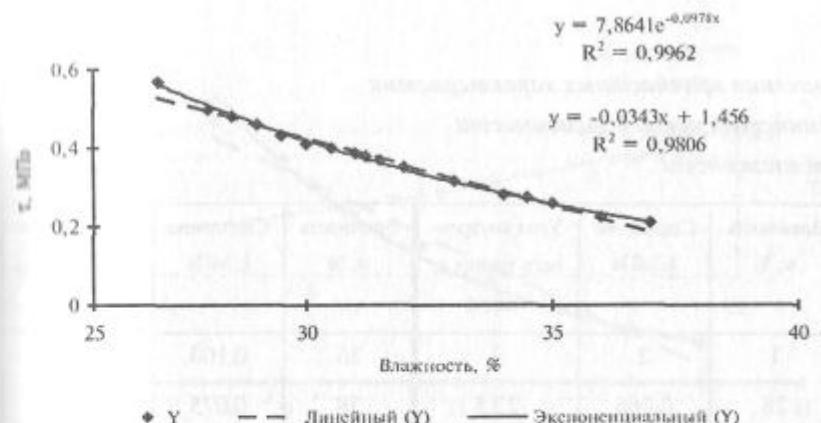


Рис. 5.10. Зависимость сопротивления пород сдвигу от влажности при $\sigma = 0,6$ МПа

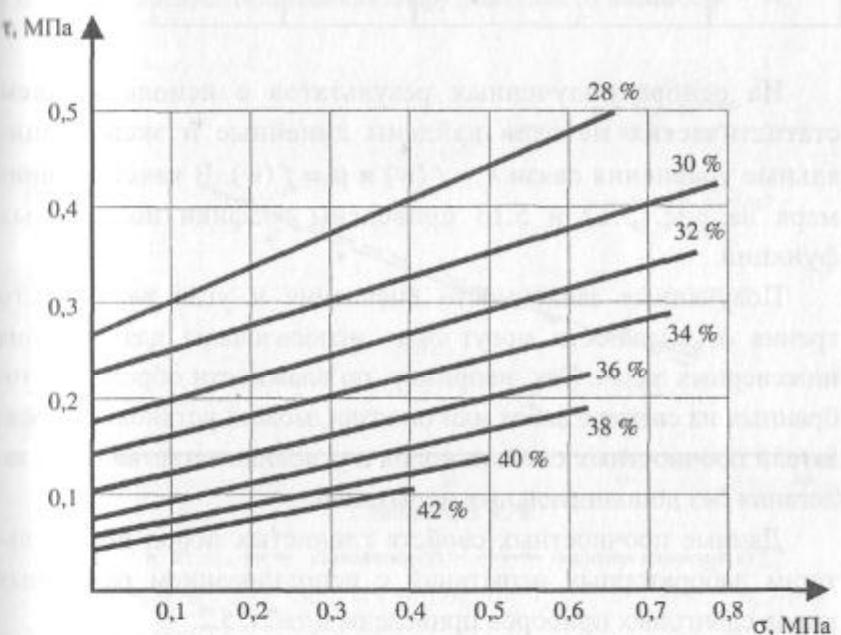


Рис. 5.11. Паспорта прочности подрудных глин при фиксированных значениях влажности

Таблица 5.1

**Значения прочностных характеристик
глинистых пород в зависимости
от влажности**

| Влажность $w, \%$ | Сцепление $k, \text{МПа}$ | Угол внутрен- него трения $\rho,$ градус | Влажность $w, \%$ | Сцепление $k, \text{МПа}$ | Угол внутрен- него трения $\rho,$ градус |
|----------------------|------------------------------|--|----------------------|------------------------------|--|
| 1 | 2 | 3 | 36 | 0,100 | 13,5 |
| 28 | 0,265 | 23,5 | 38 | 0,075 | 12,5 |
| 30 | 0,225 | 17,0 | 40 | 0,050 | 12,0 |
| 32 | 0,170 | 16,0 | 42 | 0,040 | 11,0 |
| 34 | 0,138 | 14,0 | | | |

На основе полученных результатов с использованием статистических методов найдены линейные и экспоненциальные уравнения связи $k = f(w)$ и $\rho = f(w)$. В качестве примера на рис. 5.12 и 5.13 приведены графики полученных функций.

Полученные зависимости сцепления и угла внутреннего трения от влажности могут быть использованы для решения инженерных задач. Так, например, по влажности образцов, отобранных из свежего забоя или оползня, можно установить показатели прочностных свойств пород в условиях естественного залегания без дополнительных испытаний.

Данные прочностных свойств глинистых пород по результатам лабораторных испытаний с использованием различных видов сдвиговых приборов приведены в табл. 5.2.

На рис. 5.14 приведены результаты обработки материалов испытаний пород на сдвиговых приборах для Качарского месторождения.

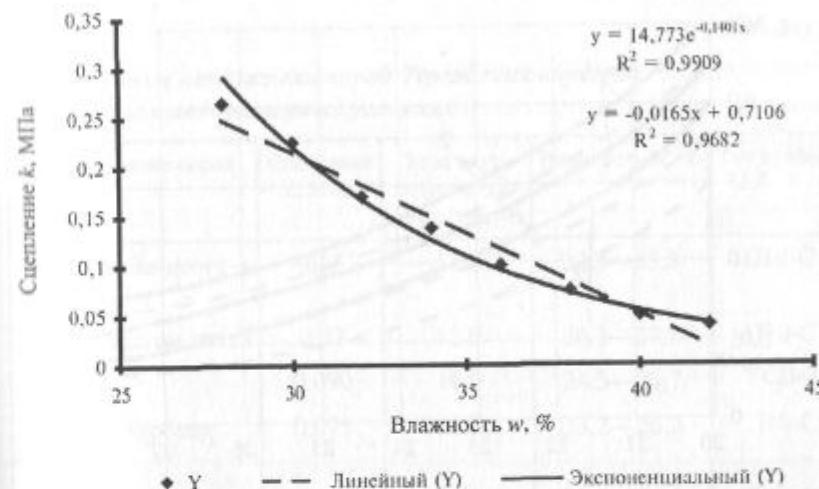


Рис. 5.12. Зависимость сцепления подрудных глин от влажности

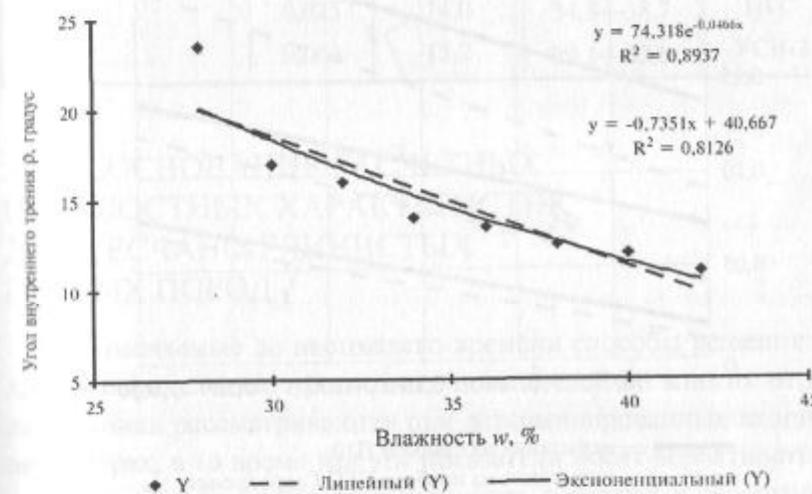


Рис. 5.13. Зависимость угла внутреннего трения подрудных глин от влажности

Таблица 5.2

Прочностные показатели пород Тургайских карьеров, полученные в лабораторных условиях

| Наименование пород | Сцепление k , МПа | Угол внутреннего трения ρ , градус | Влажность W , % | Тип прибора |
|------------------------------|---------------------|---|-------------------|-------------|
| Гипсонасная неогеновая глина | 0,15 | 12,0 | 30,3—33,8 | П10-С |
| Пестроцветная глина | 0,07 | 15,0 | 26,3—27,8 | П10-С |
| | 0,090 | 16,0 | 24,5—25,7 | УСВ-2 |
| Бокситоподобная глина | 0,075 | 18,0 | 23,2—26,2 | П10-С |
| Оgneупорная глина | 0,05 | 21,0 | 33,5—35,9 | П10-С |
| | 0,10 | 16,0 | 33,2—37,5 | ПГС |
| Подрудная глина | 0,025 | 14,0 | 34,3—38,7 | УСВ-2 |
| | 0,063 | 15,2 | 29,1—32,0 | |

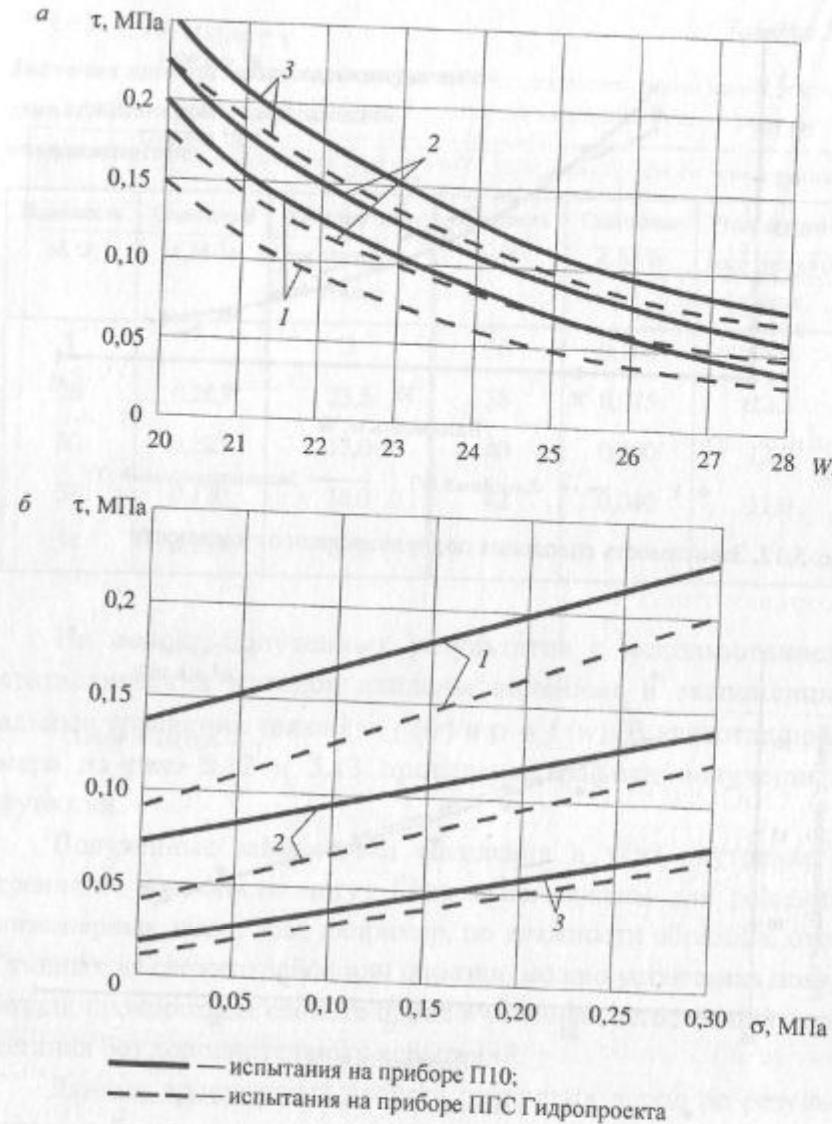


Рис. 5.14. Сопротивление глинистых пород сдвигу (Качарский карьер):
а — от влажности при $\sigma = 0,1$ МПа (1); $\sigma = 0,2$ МПа (2); $\sigma = 0,3$ МПа (3);
б — от нормальной нагрузки при $W = 21\%$ (1); $W = 24\%$ (2); $W = 28\%$ (3)

5.3. ОБОСНОВАНИЕ РАСЧЕТНЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ДЛЯ ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Применяемые до настоящего времени способы решения задач по определению прогнозных показателей во многих отраслях техники рассматриваются при детерминированных входных параметрах, в то время как эти показатели носят вероятностный характер. Это вызывает необходимость перехода к вероятностному способу расчета, преимуществом которого является возможность оценки уровня значимости исходных параметров и необходимости их уточнения, установление точности и надежности получаемых результатов, определение необходимых затрат на получение заданной точности и др.

Рассмотрим определение основных показателей k (коэффициент сцепления) и $\tan \rho$ (коэффициент трения), которые используются в механике при решении многих задач, например, при решении задач устойчивости откосов.

Как отмечалось выше, физико-механические свойства горных пород определяются в результате лабораторных или натуральных испытаний, проведенных для выборки образцов горных пород. Количество образцов и объемы испытаний могут быть весьма значительными, а полученные в результате испытаний данные носят статистический характер и являются оценками прочностных характеристик горных пород. Физико-механические характеристики изменчивы, зависят от большого количества различных факторов, среди которых трудно выделить доминирующий, поэтому для их оценки можно использовать нормальный закон распределения.

Использование методов теории вероятностей и математической статистики дает возможность более строго и научно обоснованно определить расчетные характеристики прочностных показателей приборового массива.

Интервальная оценка статистических характеристик делает возможным оценку надежности их определения. Так как речь идет о прочностных характеристиках, участвующих в расчетах устойчивости приборового массива, то в качестве расчетных должны приниматься характеристики, соответствующие нижней границе доверительного интервала, построенного с заданным уровнем вероятности.

Нормативное значение плотности каждого литологического типа горных пород обычно определяется как среднее (средневзвешенное) по месторождению либо по отдельным его участкам. Порядок определения нормативных показателей удельного сцепления k и угла внутреннего трения ρ регламентируется ГОСТ 20522—96 [89], который предполагает наличие линейной зависимости сопротивления породы сдвигу от нормального давления p ; при нелинейной зависимости $\tau = f(p)$ использование данного стандарта неприемлемо.

При проектировании и расчете сооружений в соответствии с ГОСТ 20522—96 предусматривается следующий порядок установления расчетных показателей.

Нормативное значение X_n принимают равным среднеарифметическому значению \bar{X} и вычисляют по формуле

$$X_n = \bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i, \quad (5.6)$$

где n — число определений характеристики; X_i — частные значения характеристики, получаемые по результатам отдельных i -х опытов.

Среднеквадратическое отклонение характеристики вычисляют по формуле

$$S = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}. \quad (5.7)$$

Вычисляют коэффициент вариации V характеристики и показатель точности ее среднего значения ρ_n по формулам:

$$V = \frac{S}{X_n}, \quad (5.8)$$

$$\rho_n = \frac{t_\alpha V}{\sqrt{n}}, \quad (5.9)$$

где t_α — коэффициент, принимаемый по табл. Ж.2 приложения Ж [89] в зависимости от заданной односторонней доверительной вероятности α и числа степеней свободы $K = n - 1$.

Вычисляют коэффициент надежности по грунту γ_g по формуле

$$\gamma_g = \frac{1}{1 \pm \rho_n}. \quad (5.10)$$

Вычисляют расчетное значение X характеристики грунта по формуле

$$X = \frac{X_n}{\gamma_g}. \quad (5.11)$$

При статистической обработке частных значений $\operatorname{tg} \varphi_j$ и c_j для каждой j -й точки испытания грунта в пределах ИГЭ вычисляют по методу наименьших квадратов частные значения $\operatorname{tg} \varphi_j$ и c_j по результатам не менее трех определений сопротивления грунта срезу τ_i при различных значениях нормального напряжения σ_i в пределах одинакового диапазона σ_i :

$$\operatorname{tg} \varphi_j = \frac{k \sum_{i=1}^k \sigma_i \tau_i - \sum_{i=1}^k \sigma_i \sum_{i=1}^k \tau_i}{k \sum_{i=1}^k \sigma_i^2 - \left(\sum_{i=1}^k \sigma_i \right)^2}, \quad (5.12)$$

$$c_j = \frac{1}{k} \left(\sum_{i=1}^k \tau_i - \operatorname{tg} \varphi_j \sum_{i=1}^k \sigma_i \right). \quad (5.13)$$

Вычисляют среднеквадратическое отклонение сопротивления срезу s_τ по формуле

$$s_\tau = \sqrt{\frac{1}{n-2} \sum_{i=1}^n (\sigma_i \operatorname{tg} \varphi_i + c_i - \tau_i)^2}. \quad (5.14)$$

Нормативные значения сопротивления грунта срезу τ'_n , τ''_n вычисляют по формуле (5.15) и значения полудлин совместных доверительных интервалов δ'_τ и δ''_τ по формуле (5.16) при значениях нормального напряжения $\sigma = \sigma_{\min}$ и $\sigma = \sigma_{\max}$:

$$\tau_n = c_n + \sigma \operatorname{tg} \varphi_n, \quad (5.15)$$

$$\delta_\tau = \frac{V_{\alpha,\lambda}}{\sqrt{n}} \sqrt{1 + \frac{n(\sigma - \bar{\sigma})^2}{\sum_{i=1}^n (\sigma_i - \bar{\sigma})^2}}, \quad (5.16)$$

где $V_{\alpha,\lambda}$ — коэффициент, принимаемый по табл. Ж.3 приложения Ж [89] в зависимости от заданной односторонней доверительной вероятности α , параметра λ , вычисляемого по формуле 154

(5.18), и числа степеней свободы $K = n - 2$; σ_i — опытные значения нормального напряжения;

$$\bar{\sigma} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \sigma_i. \quad (5.17)$$

Параметр λ , учитывающий значения диапазона (σ_{\min} , σ_{\max}) вычисляют по формуле

$$\lambda = \sqrt{0,5 \left(1 - \frac{1+nGD}{\sqrt{(1+nG^2)(1+nD^2)}} \right)}, \quad (5.18)$$

где

$$G = \frac{\sigma_{\min} - \bar{\sigma}}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (\sigma_i - \bar{\sigma})^2}}, \quad (5.19)$$

$$D = \frac{\sigma_{\max} - \bar{\sigma}}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (\sigma_i - \bar{\sigma})^2}}. \quad (5.20)$$

Вычисляют расчетные значения сопротивления срезу τ' и τ'' по формуле (5.21) при нормальных напряжениях $\sigma = \sigma_{\min}$ и $\sigma = \sigma_{\max}$, коэффициенты надежности по грунту γ_g , $\operatorname{tg} \varphi$ и $\gamma_{g,c}$ для $\operatorname{tg} \varphi$ и c по формуле (5.22) и расчетные значения $\operatorname{tg} \varphi$ и c по формуле (5.11):

$$\tau = \tau_n - \delta_\tau, \quad (5.21)$$

$$\gamma_{g,\operatorname{tg}\varphi} = \gamma_{g,c} = \frac{\tau'_n + \tau''_n}{\tau' + \tau''}. \quad (5.22)$$

Статистико-вероятностное определение прочностных характеристик пород, регламентированное ГОСТ 20522—96, является не только важной самостоятельной задачей, но и основой для вероятностного способа расчета устойчивости откосов. Использование расчетных показателей характеристик, вычисленных с определенной надежностью, еще не означает, что и ко-

нечный результат, т.е. коэффициент запаса устойчивости или параметры устойчивых откосов, будут найдены с той же надежностью.

Методика статистической обработки результатов испытаний по межгосударственному стандарту ГОСТ 20522—96 содержит несколько ошибок.

Рассмотрим классическое решение таких задач, описанных Кендаллом и Стьюартом [16] и подробно изложенных в работах [44—47].

5.4. ОЦЕНКА ПО МЕТОДУ НАИМЕНЬШИХ КВАДРАТОВ ДЛЯ ЛИНЕЙНОЙ МОДЕЛИ (НК)

Запишем линейную модель в виде

$$y = X\theta + \varepsilon, \quad (5.23)$$

где y — вектор-столбец наблюдений размерности n ; X — матрица $(n \times k)$ известных коэффициентов ($n > k$); θ — вектор-столбец параметров размерности k ; ε — вектор-столбец случайных «ошибок» размерности n с математическим ожиданием

$$M(\varepsilon) = 0 \quad (5.24)$$

и матрицей рассеяния

$$V(\varepsilon) = M(\varepsilon\varepsilon^T) = \sigma^2 I, \quad (5.25)$$

где I — единичная матрица порядка $n \times n$.

Метод НК состоит в минимизации скалярной суммы квадратов

$$S = (y - X\theta)^T(y - X\theta) \quad (5.26)$$

по компонентам вектора θ . Необходимым условием обращения (5.26) в минимум является условие $\partial S / \partial \theta = 0$. Выполняя дифференцирование, получаем $2X^T(y - X\theta) = 0$, откуда находим вектор НК — оценок:

$$\hat{\theta} = (X^T X)^{-1} X^T y. \quad (5.27)$$

Предполагается, что матрица $(X^T X)$ невырожденная и, следовательно, может быть обращена.

Докажем несмешенность НК — оценок (5.27). Формула (5.27) с подстановкой в нее (5.23) примет вид

$$\hat{\theta} = (X^T X)^{-1} X^T (X\theta + \varepsilon) = \theta + (X^T X)^{-1} X^T \varepsilon. \quad (5.28)$$

Так как матрица X постоянна, то мы получаем в силу (5.24), что

$$M(\hat{\theta}) = \theta. \quad (5.29)$$

$$\text{Матрица рассеяния } \hat{\theta} \quad V(\hat{\theta}) = M[(\hat{\theta} - \theta)(\hat{\theta} - \theta)^T].$$

Подставляя в нее (5.28), получаем

$$\begin{aligned} V(\hat{\theta}) &= M\left\{ \left[(X^T X)^{-1} X^T \varepsilon \right] \left[(X^T X)^{-1} X^T \varepsilon \right]^T \right\} = \\ &= (X^T X)^{-1} X^T M(\varepsilon \varepsilon^T) X (X^T X)^{-1}, \end{aligned} \quad (5.30)$$

откуда, учитывая (5.25), получаем

$$V(\hat{\theta}) = \sigma^2 (X^T X)^{-1}. \quad (5.31)$$

Аналитическая теория регрессии требует точного знания функциональной формы исходного распределения.

Обратимся к общей модели линейной регрессии, которая часто используется на практике, поскольку она выражает собой упрощенные (но, тем не менее, в разумной мере реалистические) предположения.

Перепишем (5.23) как

$$y = X\beta + \varepsilon, \quad (5.32)$$

где β — вектор $(k \times 1)$ коэффициентов регрессии; X — матрица $(n \times k)$ известных коэффициентов (не случайных величин), а ε — вектор $(n \times 1)$ «ошибок», случайных величин (не обязательно нормальных) со средними и матрицей рассеяния.

$$M(\epsilon) = 0, V(\epsilon) = \sigma^2 I. \quad (5.33)$$

Будем предполагать, что $n \geq k$ и $(X^T X) \neq 0$.

Тогда аналогично предыдущему оценка

$$\hat{\beta} = (X^T X)^{-1} X^T y. \quad (5.34)$$

$$V(\hat{\beta}) = \sigma^2 (X^T X)^{-1}. \quad (5.35)$$

Из теории статистики известно, что S^2 есть несмешенная оценка для σ^2 , причем

$$(n-k) S^2 = (y - X\hat{\beta})^T (y - X\hat{\beta}) = y^T y - \hat{\beta}^T X^T y. \quad (5.36)$$

Величина S^2 является суммой квадратов остатков, деленной на число наблюдений без числа оцениваемых параметров.

Смысл прилагательного «линейный» в общей модели линейной регрессии (5.32): она **линейна относительно параметров** β_i , но не обязана быть линейной относительно иксов.

Таким образом, модель линейной регрессии включает в себя все виды «полиномиальной», или «криволинейной» зависимостей y от $x_1 \dots x_p$.

Например, непосредственно полиномиальная зависимость

$$y_j = \beta_0 + \beta_1 x_{1j} + \beta_2 x_{1j}^2 + \dots + \beta_k x_{1j}^k + \epsilon_j, \quad j = 1, 2, \dots, n, \quad (5.37)$$

линейна относительно β и, следовательно, является специальным случаем соотношения (5.32).

Аналогично в случае нескольких переменных соотношение

$$y_j = \beta_0 + \beta_1 x_{1j} + \beta_2 x_{1j}^2 + \beta_3 x_{2j} + \beta_4 x_{2j}^2 + \beta_5 x_{1j} x_{2j} + \epsilon_j, \\ j = 1, 2, \dots, n \quad (5.38)$$

представляет собой модель линейной регрессии. С другой стороны, соотношение

$$y_j = \beta_0 + \beta_1 x_{1j} + \beta_2 x_{2j} + \beta_3 x_{3j} + \epsilon_j, \quad j = 1, 2, \dots, n$$

не является таковым, поскольку в него входят и β_1 , и β_3^2 .

В линейную модель могут входить не только полиномиальные функции. Так, модель

$$y_j = \beta_0 + \beta_1 x_{1j} + \beta_2 x_{1j}^2 + \beta_3 \sin x_{1j} \cos x_{2j} + \epsilon_j$$

является линейной.

На практике обычно решается задача «подгонки» прямой линии к регрессии y по x .

Выбирается «наилучшая» прямая регрессия y по x

$$y = \beta_0 + \beta_1 x, \quad (5.39)$$

так, чтобы была минимальная сумма квадратов отклонений n наблюдений от подгоняемой прямой регрессии, т.е. величина

$$S = \sum_{i=1}^n \{y_i - (\beta_0 + \beta_1 x_i)\}^2 = \min. \quad (5.40)$$

Задача состоит в определении коэффициентов β_i . Уравнение (5.39) в матричной форме запишется

$$y = (1 : x) \begin{pmatrix} \beta_0 \\ \beta_1 \end{pmatrix},$$

где 1 — вектор; $(n \times 1)$ — вектор, состоящий из единиц.

Из (5.34) имеем

$$\begin{pmatrix} \beta_0 \\ \beta_1 \end{pmatrix} = \{(1 : x)^T (1 : x)\}^{-1} (1 : x)^T y = \left(\begin{array}{cc} n & \sum x \\ \sum x & \sum x^2 \end{array} \right)^{-1} \left(\begin{array}{c} \sum y \\ \sum xy \end{array} \right).$$

Обращение первой матрицы дает

$$\left(\begin{array}{cc} n & \sum x \\ \sum x & \sum x^2 \end{array} \right)^{-1} = \frac{1}{\{n \cdot \sum x^2 - (\sum x)^2\}} \left(\begin{array}{cc} \sum x^2 & -\sum x \\ -\sum x & n \end{array} \right). \quad (5.41)$$

Умножая полученное выражение на $\left(\begin{array}{c} \sum y \\ \sum xy \end{array} \right)$, получаем

$$\hat{\beta} = \frac{1}{\{n\sum x^2 - (\sum x)^2\}} \begin{pmatrix} \sum x^2 \sum y & -\sum x \sum xy \\ -\sum x \sum y & +n \sum xy \end{pmatrix} \quad (5.42)$$

или

$$\hat{\beta}_0 = \frac{\sum x^2 \sum y - \sum x \sum xy}{n \sum x^2 - (\sum x)^2}; \quad \hat{\beta}_1 = \frac{n \sum xy - \sum x \sum y}{n \sum x^2 - (\sum x)^2}. \quad (5.43)$$

Легко видеть, что аналогичное решение уравнения (5.34) можно распространить на любое число компонентов вектора β .

Тогда по формуле (5.35) можно вычислить и матрицу расеяния $(\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1}$.

Предварительно числитель и знаменатель формулы (5.41) разделим на n^2 и, учитывая, что

$$\begin{aligned} \frac{\sum (x - \bar{x})^2}{n} &= \frac{\sum (x^2 - 2x\bar{x} + (\bar{x})^2)}{n} = \frac{\sum x^2}{n} - \frac{2\bar{x}\sum x}{n} - \frac{\sum (\bar{x})^2}{n} = \\ &= \frac{\sum x^2}{n} - 2(\bar{x})^2 + (\bar{x})^2 = \frac{\sum x^2}{n} - (\bar{x})^2, \end{aligned}$$

получим

$$(\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1} = \frac{1}{\sum (x - \bar{x})^2} \begin{pmatrix} \frac{1}{n} \sum x^2 & -\bar{x} \\ -\bar{x} & 1 \end{pmatrix}, \quad (5.44)$$

откуда согласно (5.35)

$$\mathbf{D}(\hat{\beta}_0) = \sigma^2 \sum x^2 / [\sum (x - \bar{x})^2]; \quad (5.45)$$

$$\mathbf{D}(\hat{\beta}_1) = \sigma^2 / \sum (x - \bar{x})^2; \quad (5.46)$$

$$\mathbf{k}_{\hat{\beta}_0, \hat{\beta}_1} = \text{cov}(\hat{\beta}_0, \hat{\beta}_1) = -\hat{\sigma}^2 \bar{x} / \sum (x - \bar{x})^2. \quad (5.47)$$

5.5. ДОВЕРИТЕЛЬНЫЕ ИНТЕРВАЛЫ И КРИТЕРИИ ДЛЯ ПАРАМЕТРОВ ЛИНЕЙНОЙ МОДЕЛИ

Любая оценка $\hat{\beta}_i$ есть линейная функция от y и, следовательно, распределена нормально со средним β_i и дисперсией, равной согласно (5.35)

$$\mathbf{D}(\hat{\beta}_i) = \sigma^2 [(\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1}]_{ii}. \quad (5.48)$$

Если анализ ортогональный, то в (5.48) используется

$$[(\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1}]_{ii} = 1 / \sum_{j=1}^n x_{ij}^2.$$

Известно, что S^2 , оценка для σ^2 , определенная в (5.36), распределена независимо от $\hat{\beta}$ (и, следовательно, от любой компоненты $\hat{\beta}$), а величина $(n-k)S^2/\sigma^2$ имеет χ^2 -распределение с $v = n - k$ степенями свободы. Отсюда сразу следует, что статистика

$$t = (\hat{\beta}_i - \beta_i) / \{S^2 [(\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1}]_{ii}\}^{1/2}, \quad (5.49)$$

являясь отношением нормальной величины к корню квадратному из независимой от нее величины χ^2/v , подчинена t -распределению Стьюдента с $v = n - k$ степенями свободы. Это позволяет нам строить доверительные интервалы для параметра β_i или проверять гипотезы, касающиеся его значений. Центральный доверительный интервал с коэффициентом доверия $(1 - \alpha)$ имеет вид

$$\hat{\beta}_i \pm t_{1-\alpha/2} \{S^2 [(\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1}]_{ii}\}^{1/2}, \quad (5.50)$$

где $t_{1-\alpha/2}$ — значение t — величины Стьюдента с v степенями свободы, для которого ее функция распределения $F(t_{1-\alpha/2}) =$

$$= 1 - \frac{1}{2} \alpha.$$

5.6. ДОВЕРИТЕЛЬНЫЕ ИНТЕРВАЛЫ ДЛЯ МАТЕМАТИЧЕСКОГО ОЖИДАНИЯ Y

Предположим, что, подогнав модель линейной регрессии к n наблюдениям, мы хотим оценить условное математическое ожидание y при фиксированных значениях каждого из k регрессоров x_1, \dots, x_k .

Если записать эти значения в виде $(1 \times k)$ — вектора \mathbf{x}^0 , то несмещенной оценкой с минимальной дисперсией для математического ожидания y , при фиксированном \mathbf{x}^0 является

$$\hat{y} = (\mathbf{x}^0)^T \hat{\beta}, \quad (5.51)$$

а ее дисперсия с учетом (5.31)

$$D\hat{y} = (\mathbf{x}^0)^T V(\hat{\beta}) \mathbf{x}^0 = \sigma^2 (\mathbf{x}^0)^T (\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1} \mathbf{x}^0. \quad (5.52)$$

Заменяя σ^2 на S^2 , получим доверительные границы, используя t -распределение Стьюдента, которому в данном случае подчиняется статистика

$$t = \left\{ \hat{y} - M(y | \mathbf{x}^0) \right\} / \left\{ S^2 (\mathbf{x}^0)^T (\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1} \mathbf{x}^0 \right\}^{1/2}, \quad (5.53)$$

где $v = n - k$.

Теперь можно определить доверительный интервал для $M(y | \mathbf{x}^0)$ по формуле (5.54) с учетом формулы (5.51).

$$\begin{aligned} & \mathbf{x}_0^T \hat{\beta} \pm t_{1-\alpha/2} \left\{ \frac{S^2}{\sum (x - \bar{x})^2} \begin{pmatrix} 1 \\ x_0 \end{pmatrix}^T \begin{pmatrix} \sum x^2/n & -\bar{x} \\ -\bar{x} & 1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 1 \\ x_0 \end{pmatrix} \right\}^{1/2} = \\ & = (\hat{\beta}_0 + \hat{\beta}_1 x_0) \pm t_{1-\alpha/2} \left\{ S^2 \left(\frac{1}{n} + \frac{(x - \bar{x})^2}{\sum (x - \bar{x})^2} \right) \right\}^{1/2}. \end{aligned} \quad (5.54)$$

Из формулы (5.54) видно, что доверительный интервал определяет две ветви гиперболы, диаметром которой служит подогнанная регрессия $\hat{\beta}_0 + \hat{\beta}_1 x_0$. Доверительный интервал будет

минимальным при $x_0 = \bar{x}$, а его длина будет возрастать при возрастании $|x_0 - \bar{x}|$. Рис. 5.15 иллюстрирует расположение доверительных границ.

Выражение в фигурных скобках в формуле (5.54) есть не что иное как σ_y . В литературе по статистике встречается еще одна формула по определению этой величины.

$$\sigma_y^2 = \sigma_{\hat{\beta}_0}^2 + \sigma_{\hat{\beta}_1}^2 x_0^2 + 2k_{\hat{\beta}_0, \hat{\beta}_1} x_0, \quad (5.55)$$

где элементы формулы (5.55) определяются по формулам (5.45)–(5.47).

Для получения доверительного интервала, содержащего $(n+1)$ -е значение y_{n+1} величины y , необходимо следующее. Если \mathbf{x}^0 — заданные значения регрессоров, при которых должно наблюдаться y_{n+1} , то соотношение (5.51) дает нам, как и прежде, несмещенную оценку математического ожидания y_{n+1} .

$$\hat{y} = (\mathbf{x}^0)^T \hat{\beta}. \quad (5.56)$$

Поскольку y_{n+1} имеет дисперсию σ^2 , то дисперсия $y_{n+1} - \hat{y}$ увеличивается на эту величину по сравнению с (5.52), т.е.

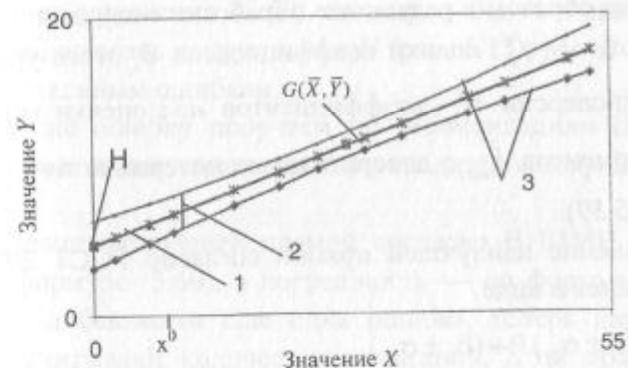


Рис. 5.15. Расположение доверительных интервалов и границ:
1 — подогнанная прямая регрессии; 2 — доверительный интервал для y при заданном x^0 ; 3 — верхняя и нижняя доверительные границы для $M(y | x^0)$

$$D(y_{n+1} - \hat{y}) / \left[\sigma^2 \{ (\mathbf{x}^0)^T \cdot (\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1} \mathbf{x}^0 + 1 \} \right]. \quad (5.57)$$

Подставляя S^2 вместо σ^2 , находим оценку выборочной дисперсии и таким образом получаем статистику Стьюдента:

$$t = (y_{n+1} - \hat{y}) / \left[S^2 \{ (\mathbf{x}^0)^T \cdot (\mathbf{X}^T \mathbf{X})^{-1} \mathbf{x}^0 + 1 \} \right]^{1/2} \quad (5.58)$$

с $v = n - k$, на основе которой строятся искомые доверительные интервалы.

Доверительный интервал для возможных значений параметра y_i с учетом (5.58) и (5.51) определится как

$$(\hat{\beta}_0 + \hat{\beta}_1 x_0) \pm t_{1-\alpha/2} \left\{ S^2 \left(\frac{1}{n} + 1 + \frac{(x_0 - \bar{x})^2}{\sum (x - \bar{x})^2} \right) \right\}^{1/2}. \quad (5.59)$$

Аналогично, если должно быть сделано n последующих наблюдений над y при том же самом x^0 , то соотношения (5.56)–(5.58) имеют место для оценки среднего значения \bar{y}_N , которое должно наблюдаться с очевидной заменой единицы в фигурных скобках (5.57) и (5.58) на $1/N$, так как дополнительная дисперсия равна теперь σ^2/N .

Таким образом в результате обработки получаем: вид зависимости $\tau = f(\sigma)$; оценки коэффициентов \tilde{a}_{k_i} этого уравнения; оценки дисперсии $\sigma_{a_{k_i}}^2$ коэффициентов a_{k_i} ; оценки корреляционных моментов $\tilde{k}_{a_i a_j}$; доверительные интервалы по формулам (5.54) и (5.59).

Уравнение наилучшей прямой согласно ГОСТ 20522–96 записывается в виде

$$\tau = (\beta_1 \pm \sigma_{\beta_1})P + (\beta_0 \pm \sigma_{\beta_0}) \quad (5.60)$$

вместо правильного уравнения

$$\tau = (\beta_1 \pm \sigma_{\beta_1})(\sigma - \bar{\sigma}) + (\bar{\tau} \pm \sigma_\tau),$$

т.е. погрешность по ГОСТ 20522–96 определяется как

$$\sigma_\tau = \sigma_{\beta_0} + \sigma_{\beta_1} P. \quad (5.61)$$

Эти уравнения неточны и вместо формул (5.60) и (5.61), рекомендуемых ГОСТ 20522–96, необходимо пользоваться формулами (5.54), (5.59) или для вычисления погрешности можно воспользоваться формулой (5.55). Кроме этого, значения $\sigma_{\beta_0}, \sigma_{\beta_1}$ по ГОСТ 20522–96 берутся усредненными, хотя из тех же формул (5.54) и (5.59) видно, что они изменяются в зависимости от нахождения экспериментальной точки (x_0).

Кроме этого, видно, что коэффициент $V_{\alpha, \lambda}$, входящий в формулу (5.16), есть не что иное, как статистика t , которая подчинена t -распределению Стьюдента с $v = n - k$ степенями свободы. Поэтому все дополнительные вычисления величин λ, G, D по формулам (5.18)–(5.20) не нужны.

Таким образом, можно считать, что наилучшая прямая покачивается вокруг центра тяжести экспериментальных точек (точка G , рис. 5.15). В величину σ_τ^2 вносят независимый вклад ошибки в ординате y точки вращения G и ошибки $\sigma_{\beta_1}^2$ в наклоне прямой, а из уравнения (5.60) следовало бы, что наилучшая прямая покачивалась вокруг точки H (рис. 5.15), все это приводит к значительным ошибкам.

Такую же ошибку получаем по рекомендациям ВНИМИ, когда в нормативные характеристики вводится коэффициент запаса.

Уравнение наилучшей прямой согласно ВНИМИ определяется по формуле (5.60), а погрешность — по формуле (5.61), хотя здесь добавляется еще одна ошибка, теперь параметры $\sigma_{\beta_0}, \sigma_{\beta_1}$ не учитывают количество испытаний. Хотя можно сказать, что при назначении численной величины коэффициента запаса это количество косвенно учитывается. Рассмотрим конкретный пример.

5.7. РАСЧЕТ ЛИНЕЙНОЙ РЕГРЕССИИ ПО НЕСГРУППИРОВАННЫМ ДАННЫМ

В результате лабораторных испытаний на образцах нарушений структуры получены следующие данные (табл. 5.3).

Расчеты ведем для линейной модели [формула (5.39)] $y = \beta_0 + \beta_1 x$.

Предварительно определим элементы, входящие в матрицу $(X^T X)^{-1}$:

$$n = 12; \sum x = 325,4; \sum x^2 = 12144,12; \sum y = 135,8; \\ \sum xy = 4488,16; \bar{x} = 27,12; \bar{y} = 11,32.$$

Тогда согласно (5.41), обратная матрица

$$(X^T X)^{-1} = \begin{pmatrix} 12144,12 & -325,4 \\ -325,4 & 12 \end{pmatrix} / [12 \cdot 12144,12 - (325,4)^2] = \\ = \begin{pmatrix} 0,30479 & -0,0081668 \\ -0,0081668 & 0,00030122 \end{pmatrix}.$$

Теперь по формуле (5.42) и (5.43) или по формуле (5.34) определяем оценки коэффициентов $\hat{\beta}_0$ и $\hat{\beta}_1$.

$$\hat{\beta} = (X^T X)^{-1} \begin{pmatrix} \sum y \\ \sum xy \end{pmatrix}, \text{ т.е. } \hat{\beta} = \begin{pmatrix} 0,30479 & -0,0081668 \\ -0,0081668 & 0,00030122 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 135,8 \\ 4488,16 \end{pmatrix},$$

отсюда получаем значения оценок

Таблица 5.3

| $P, 10^{-2}$ МПа | $\tau, 10^{-2}$ МПа | $P, 10^{-2}$ МПа | $\tau, 10^{-2}$ МПа |
|------------------|---------------------|------------------|---------------------|
| 2,4 | 3,5 | 29,0 | 12,0 |
| 6,0 | 5,3 | 33,0 | 12,8 |
| 8,6 | 8,1 | 40,0 | 15,8 |
| 15,0 | 9,8 | 44,0 | 16,8 |
| 19,8 | 8,6 | 50,6 | 15,5 |
| 24,0 | 11,3 | 53,0 | 16,3 |

$$\hat{\beta}_0 = 0,30479 \cdot 135,8 - 0,0081668 \cdot 4488,16 = 4,7367;$$

$$\hat{\beta}_1 = -0,0081668 \cdot 135,8 + 0,00030122 \cdot 4488,16 = 0,242654.$$

Поэтому окончательный вид искомого уравнения запишется

$$\bar{y} = 4,7367 + 0,242654 x \text{ (рис. 5.16).}$$

Ковариацию коэффициентов $\hat{\beta}$ определим по формуле (5.35):

$$V(\hat{\beta}) = S^2 (X^T X)^{-1}.$$

Здесь S^2 — оценка дисперсии σ^2 и вычисляется по формуле

$$S^2 = \frac{\sum (y_i - \bar{y})^2}{n-2}, \quad (5.62)$$

т.е. равна сумме квадратов остатков, деленной на число наблюдения минус число оцениваемых параметров. Или, то же самое, это дисперсия переменной y относительно теоретической линии регрессии, которая измеряет влияние так называемых прочих факторов на y .

В табл. 5.4 приведены результаты расчета некоторых величин, необходимых для анализа.

Подставляя результат пятого столбца табл. 5.4 в формулу (5.62), получим

$$S^2 = 16,99/10 = 1,699.$$

Теперь ковариационная матрица согласно формуле (5.35) запишется как

$$V(\hat{\beta}) = \text{cov}\{\hat{\beta}\} = \\ = 1,699 \begin{pmatrix} 0,30479 & -0,0081668 \\ -0,0081668 & 0,00030122 \end{pmatrix} = \\ = \begin{pmatrix} \sigma_{\beta_0}^2 & k_{\beta_0 \beta_1} \\ k_{\beta_0 \beta_1} & \sigma_{\beta_1}^2 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} 0,5179 & -0,0139 \\ -0,0139 & 0,000512 \end{pmatrix},$$

Таблица 5.4

| Номер измн. | y_i наблюд. | $\bar{y}(x) = \hat{\beta}_0 + \hat{\beta}_1 x$ | $\delta = y_i - \bar{y}(x)$ | | | σ_{δ} | Для $M(y x)$ $t = 2,229$ | σ_n | $t_{1-\alpha/2} \sigma_{\delta}$ |
|-------------|------------------|--|-----------------------------|-------|--------|-------------------|-----------------------------|------------|----------------------------------|
| | | | 1 | 2 | 3 | | | | |
| 1 | 3,5 | 5,319 | -1,819 | 3,309 | 0,673 | 1,5019 | 1,467 | 3,27 | |
| 2 | 5,3 | 6,193 | -0,893 | 0,797 | 0,608 | 1,3553 | 1,438 | 3,20 | |
| 3 | 8,1 | 6,824 | 1,276 | 1,629 | 0,563 | 1,2550 | 1,419 | 3,16 | |
| 4 | 9,8 | 8,377 | 1,423 | 2,026 | 0,465 | 1,0375 | 1,384 | 3,08 | |
| 5 | 8,6 | 9,541 | -0,941 | 0,886 | 0,411 | 0,9162 | 1,366 | 3,04 | |
| 6 | 11,3 | 10,560 | 0,740 | 0,547 | 0,382 | 0,8531 | 1,358 | 3,02 | |
| 7 | 12,0 | 11,774 | 0,226 | 0,051 | 0,378 | 0,8440 | 1,357 | 3,02 | |
| 8 | 12,8 | 12,744 | 0,056 | 0,003 | 0,399 | 0,8894 | 1,363 | 3,03 | |
| 9 | 15,8 | 14,443 | 1,357 | 1,842 | 0,475 | 1,0606 | 1,387 | 3,04 | |
| 10 | 16,8 | 15,413 | 1,387 | 1,922 | 0,536 | 1,1950 | 1,409 | 3,14 | |
| 11 | 15,5 | 17,015 | -1,515 | 2,295 | 0,6510 | 1,4508 | 1,4570 | 3,24 | |
| 12 | 16,3 | 17,597 | -1,297 | 1,683 | 0,6960 | 1,551 | 1,4777 | 3,29 | |
| Σ | | | | | 16,99 | | | | |

т.е. $\sigma_{\hat{\beta}_0}^2 = 0,5179$; $\sigma_{\hat{\beta}_1} = 0,7196$; $\sigma_{\hat{\beta}_1}^2 = 0,000512$; $\sigma_{\hat{\beta}_1} = 0,0226$;
 $k_{\hat{\beta}_0, \hat{\beta}_1} = -0,0139$.

По формуле (5.50) при 95-процентной доверительной вероятности с $v = 10$ степенями свободы определяем доверительные интервалы для коэффициентов оценки. Определяем по табл. 6 [16] приложений $t_{10} = 2,2287$, результаты расчета доверительных интервалов для оценок $\hat{\beta}$ приведены ниже.

| Коэффициенты | Оценка | σ | Нижняя граница | Верхняя граница |
|-----------------|---------|----------|----------------|-----------------|
| $\hat{\beta}_0$ | 4,73671 | 0,71964 | 3,133 | 6,34 |
| $\hat{\beta}_1$ | 0,24265 | 0,02262 | 0,192 | 0,293 |

Теперь можно определить доверительный интервал для $M(y/x_0)$ по формуле (5.54). Результаты расчета величины σ_y^2 приведены в колонке 6, а величины доверительного интервала — в колонке 7 табл. 5.4.

Определяем доверительный интервал для возможных значений параметра y_i по формуле (5.59). Результаты расчета величины σ_{y_i} и доверительного интервала по формуле (5.59) приведены в колонках 8, 9 табл. 5.4. По результатам расчетов, приведенных выше, построены графики на рис. 5.16, дающие наглядное представление о линейной регрессии.

Проведем расчет по ГОСТ 20522—96 [89] для данных, приведенных в табл. 5.4.

Согласно формулам (5.12) и (5.13) нормативные значения $tg\varphi_n = 0,2427$, а $c_n = 4,7367$. Значение величины $s_t = 1,699$ вычислено по формуле (5.14).

$$G = \frac{2,4 - 27,1166}{\sqrt{3320,35}} = -\frac{24,7466}{57,6225} = -0,42894 \quad [\text{формула (5.19)}].$$

$$D = \frac{53 - 27,1166}{57,6225} = 0,44189 \quad [\text{формула (5.20)}].$$

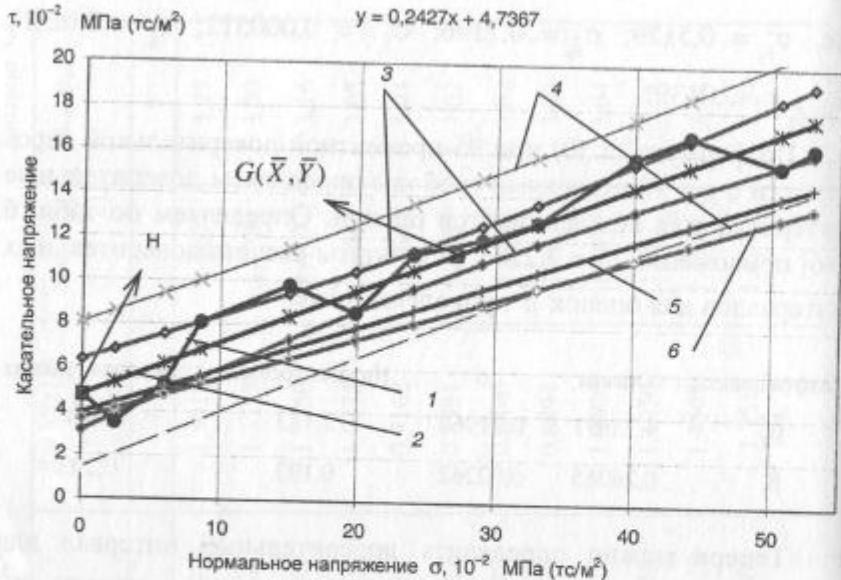


Рис. 5.16. Графики линейной регрессии:

1 — эмпирическая линия регрессии; 2 — теоретическая линия регрессии — $\tau = 4,7367 + 0,2427 \sigma$; 3 — доверительные интервалы для среднеожидаемых значений параметра σ ; 4 — доверительные интервалы для возможных значений параметра σ ; 5 — $\tau = 3,9137 + 0,2005 \sigma$ — ГОСТ 20522—96; 6 — $\tau = 3,64 + 0,1887 \sigma$ — ВНИМИ

$$\lambda = \sqrt{0,5 \left(1 - \frac{1+12(-0,42894)0,449189}{\sqrt{(1+12(-0,42894)^2)(1+120,449189^2)}} \right)} = 0,8355$$

[формула (5.18)].

В зависимости от заданной односторонней доверительной вероятности $\alpha = 0,95$, параметра $\lambda = 0,8355$ и числа степеней свободы $K = 10$ принимаем по табл. Ж.3 приложения Ж [89] — коэффициент $V_{\alpha,\lambda} = 2,23$.

Согласно пункту 6.10 [9] нормативные значения сопротивления грунта срезу τ'_n , τ''_n вычисляют по формуле (5.15) и значения полудлин совместных доверительных интервалов δ'_τ и δ''_τ по формуле (5.16) при значениях нормального напряжения $\sigma = \sigma_{\min}$ и $\sigma = \sigma_{\max}$:

$$\tau'_n = 4,7367 + 2,4 \cdot 0,242654 = 5,319;$$

$$\tau''_n = 4,7367 + 53 \cdot 0,242654 = 17,597;$$

$$\delta'_\tau = \frac{2,23 \cdot 1,699}{\sqrt{12}} \sqrt{1 + \frac{12(2,4 - 27,1167)^2}{3320,357}} = 1,957;$$

$$\delta''_\tau = \frac{2,23 \cdot 1,699}{\sqrt{12}} \sqrt{1 + \frac{12(53 - 27,1167)^2}{3320,357}} = 2,0216.$$

Согласно пункту 6.12 [9] вычисляют расчетные значения сопротивления срезу τ' и τ'' по формуле (5.21) при нормальных напряжениях $\sigma = \sigma_{\min}$ и $\sigma = \sigma_{\max}$.

$$\tau' = 5,319 - 1,957 = 3,362; \tau'' = 17,597 - 2,0216 = 15,57.$$

Коэффициенты надежности по грунту $\gamma_{g, \text{tg}\phi}$ и $\gamma_{g, c}$ для $\text{tg}\phi$ и c по формуле (5.22)

$$\gamma_{g, \text{tg}\phi} = \gamma_{g, c} = \frac{\tau'_n + \tau''_n}{\tau' + \tau''} = \frac{5,319 + 17,597}{3,362 + 15,575} = 1,21.$$

Расчетные значения $\text{tg}\phi$ и c по формуле (5.11):

$$c_{\text{расч}} = \frac{4,7367}{1,21} = 3,91;$$

$$\text{tg}\phi_{\text{расч}} = \frac{0,24265}{1,21} = 0,20054.$$

Поэтому уравнение сопротивления грунта сдвигу запишется

$$\tau = 3,9137 + 0,2005 \sigma.$$

По ВНИМИ для данных условий [9] вводится коэффициент запаса $n = 1,3$, поэтому уравнение сопротивления грунта сдвигу запишется

$$\tau = 3,64 + 0,1887 \sigma.$$

Совместные уравнения регрессивного анализа и уравнение сопротивления грунта сдвигу по ВНИМИ и ГОСТ 20522—96 показаны на рис. 5.16.

Таблица 5.5

Результаты лабораторных испытаний на сдвиг

| $\sigma, 10^{-2}$ МПа | $\tau, 10^{-2}$ МПа | $\sigma, 10^{-2}$ МПа | $\tau, 10^{-2}$ МПа | $\sigma, 10^{-2}$ МПа | $\tau, 10^{-2}$ МПа |
|-----------------------|---------------------|-----------------------|---------------------|-----------------------|---------------------|
| 2,40 | 4,73 | 19,50 | 9,05 | 39,00 | 15,10 |
| 2,40 | 4,98 | 19,50 | 8,40 | 40,00 | 16,18 |
| 2,40 | 4,23 | 19,80 | 9,05 | 41,00 | 15,27 |
| 2,60 | 4,48 | 21,00 | 11,20 | 43,00 | 15,60 |
| 6,00 | 5,30 | 25,90 | 12,45 | 44,00 | 16,80 |
| 6,00 | 5,30 | 24,50 | 10,46 | 45,00 | 14,27 |
| 6,40 | 5,31 | 28,70 | 11,70 | 50,60 | 16,68 |
| 8,10 | 7,90 | 29,00 | 12,00 | 51,00 | 15,40 |
| 8,40 | 7,05 | 29,50 | 11,70 | 51,80 | 15,60 |
| 8,60 | 7,30 | 31,00 | 12,86 | 53,00 | 17,10 |
| 15,00 | 9,80 | 28,60 | 12,28 | 53,70 | 17,20 |
| 16,00 | 8,96 | 32,80 | 12,40 | | |
| 16,00 | 9,54 | 33,00 | 13,20 | | |

Рисунок наглядно демонстрирует все ошибки расчетов по ВНИМИ и ГОСТ 20522—96 [89], которые были перечислены выше.

В подтверждение сказанного рассмотрим еще один пример. Результаты лабораторных испытаний на сдвиг Тургайских глин приведены в табл. 5.5. Всего было проведено 37 испытаний (в отличие от предыдущей серии, где было проведено всего 12 испытаний).

Результаты расчетов, выполненные аналогично приведенным выше, представлены в графическом виде на рис. 5.17.

На рис. 5.16, 5.17 приведены результаты расчетов по определению параметров прочности при количестве испытаний $N = 12$ и $N = 37$. Коэффициенты уравнений регрессии для обоих случаев отличаются только в пределах тысячных, т.е. практически совпадают. При этом ширина доверительных интервалов зависит от количества испытаний (рис. 5.16—5.17), и на обоих графиках разная. Методика ВНИМИ вообще не позволяет учесть

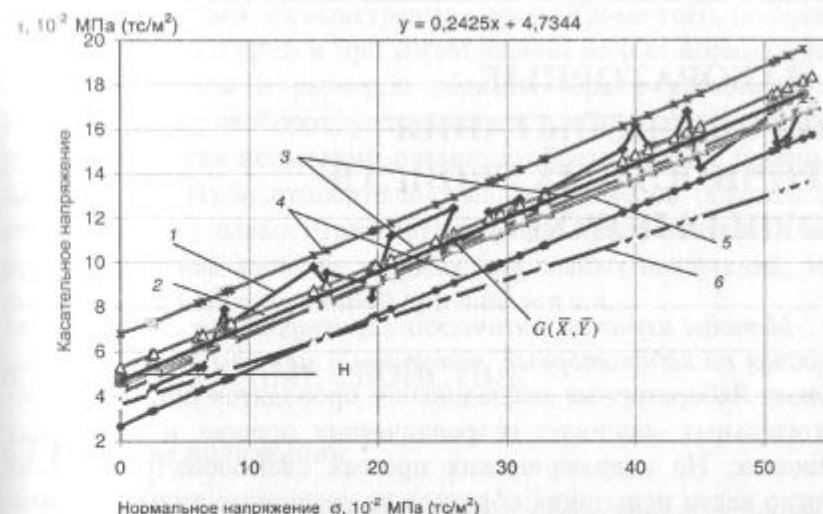


Рис. 5.17. Графики линейной регрессии:

1 — эмпирическая линия регрессии; 2 — теоретическая линия регрессии — $\tau = 4,7344 + 0,2425 \sigma$; 3 — доверительные интервалы для среднеожидаемых значений параметра σ ; 4 — доверительные интервалы для возможных значений параметра σ ; 5 — $\tau = 4,5083 + 0,23092 \sigma$ — ГОСТ 20522—96; 6 — $\tau = 3,642 + 0,1865 \sigma$ — ВНИМИ

надежность получаемых результатов. Методика расчета по ГОСТ 20522—96 частично учитывает надежность получаемых результатов, но это какая-то фиктивная линия, и на графиках это хорошо видно, на сколько она отлична от теоретической линии (нижней линии доверительного интервала).

Поэтому можно сделать вывод: обработка результатов испытаний по определению прочностных характеристик по вышеперечисленным ГОСТАм и ВНИМИ, не позволяет оценить степень надежности получаемых результатов и не учитывает коррелированности прочностных характеристик горных пород (k и $\operatorname{tg} \rho$).

6. ЛАБОРАТОРНЫЕ МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Методы изучения физических характеристик горных пород делятся на лабораторные, натурные и методы обратных расчетов. Лабораторные исследования проводятся обычно на испытательных машинах: гидравлических прессах и разрывных машинах. На гидравлических прессах сжимающего действия можно вести испытания образцов на различные виды деформирования, используя при этом разные приспособления.

Для изучения действия ударной нагрузки применяют машины, называемые копрами. Длительность действия нагрузки при этом составляет тысячные доли секунды. Этот режим нагружения называется ударным или условно-мгновенным.

Лабораторные исследования проводятся на образцах горных пород, изготовленных из отобранных на шахтах, рудниках, карьерах и разрезах проб. Основное достоинство лабораторных испытаний по образцам состоит в соблюдении стабильных форм и размеров образцов, тщательности обработки их поверхностей и возможности испытаний большого числа образцов. Одни авторы считают представительной серию из 10 образцов, другие увеличивают их число до 600 и более. Однако изготовление и испытание многих сотен образцов чрезвычайно дорого, поэтому приходится ограничиваться малой серией образцов, что определяется действующими ГОСТами. Техника и методика испытаний прочностных свойств горных пород в лабораторных и натурных условиях разработаны достаточно полно, регламентированы ГОСТами и инструкциями [13—15, 39—43].

Основной недостаток определения физических характеристик горных пород по образцам заключается в том, что пробы часто отбираются в случайных местах из участков, нарушенных

горными работами, из выветрелых пород. Кроме того, во время транспортировки проб и при изготовлении из них образцов необходимых форм и размеров образцы теряют естественную влажность или, наоборот, увлажняются, слабые части проб разрушаются, и для испытаний остаются образцы более прочных частей проб. Из-за относительно малых размеров образцы не отражают (или слабо отражают) влияние трещиноватости породного массива, наличие твердых или слабых включений, зон повышенной или пониженной прочности и т.д.

6.1. ПРОЧНОСТНЫЕ СВОЙСТВА

6.1.1. 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 $\sigma_{ск}$, предел прочности при растяжении σ_p , предел прочности при сдвиге $\tau_{сдв}$, сцепление C , угол внутреннего трения ρ и коэффициент крепости f .

6.1.2. 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. 4.1—4.2) или аналитически следующим выражением:

$$\tau = \sqrt{(\sigma_p + \sigma) \cdot [2\sigma_p - 2\sqrt{\sigma_p(\sigma_p + \sigma_{ck})}] + \sigma_{ck}}, \quad (6.1)$$

где σ_p — предел прочности при растяжении, кгс/см, тс/м, Па; σ_{ck} — предел прочности при сжатии, кгс/см², тс/м, Па.

На участке вблизи оси ординат эта зависимость аналитически выражается в виде

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \rho + C, \quad (6.2)$$

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

Линейную зависимость можно принимать в пределах от $\sigma = 0$ до предельного значения σ_n :

$$\sigma_n = \frac{\sigma_{ck}}{1-\eta},$$

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

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

6.2. МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Лабораторные испытания механических свойств горных пород производятся в специализированных лабораториях по ГОСТу 21153.

Определение прочностных свойств горных пород

Прочностные (механические) свойства горных пород изучают посредством испытаний образцов: на временное сопротивление одноосному сжатию и растяжению, на предел прочности на срез.

Отбор проб и общие требования при испытаниях выполняются в соответствии с ГОСТом 21153.0—75 [42].

Определение предела прочности при одноосном сжатии производится по ГОСТу 21153.2—84 [39].

При этом образцы находятся в сухом, влажном и замороженном состоянии.

Пределы прочности при одноосном сжатии определяются в двух состояниях: в сухом (естественном) и в водонасыщенном.

Образцы для этого изготавливаются из одного и того же монолита (пробы). Образцы породы, предназначенные для испытаний в сухом (естественном) состоянии, подвергаются испытаниям непосредственно после их изготовления.

Образцы породы, предназначенные для испытаний в водонасыщенном состоянии, увлажняются до полного насыщения водой. Для этого образцы ставятся в чашку с дистиллированной водой так, чтобы они погружались в нее примерно на 1/3 высоты. Через 6 часов образцы заливаются водой до уровня их поверхности (не заливая их сверху). В таком состоянии они остаются до полного их насыщения водой в течение двух-трех суток. После этого их вынимают из воды, обтирают влажным полотенцем и подвергают испытаниям на прочностные свойства.

Сущность метода заключается в определении максимальной разрушающей силы P_{ck} , приложенной к торцам образца правильной формы через стальные плоские плиты.

При подготовке породных образцов к испытанию замеряются высота и диаметр. При этом отношение высоты к диаметру должно колебаться в пределах 0,9—1,1.

Проверяется перпендикулярность торцевых поверхностей оси образца с помощью поверочного угольника в четырех ее точках, смешенных друг относительно друга на 90°. Допускаемые отклонения при каждом замере не должны превышать 1 мм

Таблица 6.2

Результаты исследований предела прочности при сжатии и растяжении пород

| Тип пород | Глубина отработки, м | Прочностные характеристики пород | | | при одноосном растяжении σ_p , МПа | |
|---------------------------------|----------------------|--|----------------------------|-----------------------|---|--|
| | | при одноосном сжатии σ_{ck} , МПа | | | | |
| | | в сухом состоянии | в водонасыщенном состоянии | | | |
| Диориты кварцевые | 32,4 – 57,0 | 10,96 – 149,48 97,28 | 24,08 – 102,28 66,73 | 4,33 – 11,54 7,12 | | |
| Диориты порфировидные | 22,4 – 49,6 | 30,55 – 55,71 42,96 | 31,68 – 55,92 42,44 | 3,95 – 15,78 9,26 | | |
| Гранодиориты | 47,42 – 92,0 | 12,56 – 90,30 45,48 | 6,13 – 45,25 19,16 | 2,28 – 8,80 5,09 | | |
| Плагиограниты | 65,7 – 77,8 | 44,79 – 111,43 79,24 | 19,35 – 98,40 72,63 | 7,99 – 10,18 8,59 | | |
| Аплиты | 64,1 – 75,8 | 94,82 – 150,90 113,08 | 89,04 – 103,35 96,39 | 6,28 – 18,12 12,03 | | |
| Брекчии сред. кислого состава | 10,4 – 78,1 | 23,22 – 111,04 51,53 | 16,88 – 84,45 47,28 | 4,10 – 9,19 6,06 | | |
| Брекчии сред. основного состава | 54,4 – 66,0 | 42,52 – 88,10 54,31 | 31,41 – 56,19 41,32 | 8,58 – 15,71 12,92 | | |
| Брекчии смеш. состава | 9,65 – 35,70 | 24,01 – 121,81 7,12 | 9,74 – 40,19 21,03 | 3,77 – 9,46 6,28 | | |

Примечание. В числителе приведены минимальные и максимальные значения предела прочности при сжатии и растяжении, в знаменателе — среднее значение.

по диаметру или высоте образца. Разность взаимно перпендикулярных диаметров поперечных сечений контролируют штангенциркулем в верхней, средней и нижней частях образца, расхождения также не должны превышать 1 мм.

При проведении испытаний породные образцы устанавливают торцовой поверхностью в центре опорной плиты пресса и производят разрушение со скоростью нагружения по ГОСТ 21153.0—75*. При этом фиксируют максимальную величину силы, разрушающей образец. Предел прочности горной породы при сжатии для каждого испытуемого образца вычисляют по формуле

$$\sigma_{ck} = k_b \frac{P_{ck}}{F_0} 10, \text{ МПа},$$

где P_{ck} — общая максимальная нагрузка на образец в момент его разрушения, кН; $F_0 = \frac{\pi}{4} d^2$ — начальная площадь поперечного сечения образца, см^2 ; d — диаметр образца, см; k_b — безразмерный коэффициент высоты образца, равный 1,00 при отношении высоты к диаметру $t = 2 \pm 0,5$. Для других значений отношения t коэффициент k_b устанавливается по табл. 6.1.

Испытание образцов горных пород на предел прочности при одноосном сжатии представлено на рис. 6.1.

Результаты исследований по одному из карьеров приведены в табл. 6.2.

Полученные результаты испытаний пород на одноосное сжатие показывают, что значения предела прочности на сжатие колеблются в широких пределах — от 7 до 140 МПа. (Это явление характерно для любой разновидности горной породы, на любом карьере, для каждой породы численное значение величины разброса индивидуально). Такой большой разброс опытных данных объясняется тем, что породные керны претерпевают изменения в процессе их хранения и доставки к месту испытания.

Таблица 6.1

Определение безразмерного коэффициента k_b

| | | | | | | | | | |
|-------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| t | 0,70 | 0,80 | 0,90 | 1,00 | 1,20 | 1,40 | 1,60 | 1,80 | 2,00 |
| k_b | 0,68 | 0,72 | 0,76 | 0,80 | 0,86 | 0,90 | 0,94 | 0,97 | 1,00 |

Определение предела прочности породы при одноосном растяжении производится по ГОСТу 21153.3—85 [40]. Сущность метода заключается в определении максимальной разрушающей силы P_{pac} , приложенной перпендикулярно к образующей цилиндрического образца породы, в результате чего в образце возникают растягивающие напряжения, приводящие к его разрушению в плоскости продольного сечения.

a*b*

Рис. 6.1. Испытания пород на предел прочности при одноосном сжатии:
a — вид до испытания; *b* — вид после испытания

Предел прочности горной породы при одноосном растяжении определялся по формуле

$$\sigma_p = \frac{P_{\text{рас}}}{d \cdot h} \cdot 10, \text{ МПа},$$

где $P_{\text{рас}}$ — максимальная нагрузка на образец, при которой произошел разрыв образца, кН; d — диаметр образца, см; h — высота образца, см.

Определение предела прочности исследуемых пород при срезе со сжатием производится по ГОСТу 21153.5—88 [43]. Сущность метода заключается в определении максимального разрушающего, касательного напряжения $P_{\text{ср}}$ при действии на образец пород срезающих и нормальных сжимающих нагрузок в матрицах испытательного устройства.

При этом нормальное давление на плоскость среза $\sigma_{\text{ср}}$ и предел прочности горной породы при срезе $\tau_{\text{ср}}$, соответствующий определенному нормальному давлению на плоскость среза, вычисляются по формулам:

$$\sigma_{\text{ср}} = \frac{P_{\text{ср}} \sin \alpha}{dh}, \text{ МПа},$$

$$\tau_{\text{ср}} = \frac{P_{\text{ср}} \cos \alpha}{dh}, \text{ МПа},$$

где $P_{\text{ср}}$ — вертикальная, максимальная разрушающая сила, зафиксированная силоизмерителем пресса, Н; α — угол между плоскостью среза и направлением действия силы, градус; d — диаметр образца, см; h — высота образца, см.

Испытания горных пород на предел прочности при срезе со сжатием производятся при углах наклона матриц $\alpha = 25^\circ, 35^\circ, 45^\circ$. Внешний вид матриц представлен на рис. 6.2.

Результаты испытаний для некоторых разновидностей пород приведены в табл. 6.3.



Рис. 6.2. Внешний вид матрицы с образцом горной породы

Используя полученные результаты вычислений σ_N и τ , строят паспорт прочности пород, а затем по паспортам прочности определяют сцепление и угол внутреннего трения соответствующей горной породы.

Например, в результате проведенных лабораторных испытаний образцов темно-серых филлитов построены паспорта прочности горных пород (рис. 6.3). По паспортам прочности определены следующие значения прочностных характеристик: сцепление $k_1 = 13,6$ МПа, угол внутреннего трения $\rho_1 = 21^\circ$; сцепление $k_2 = 12,0$ МПа, угол внутреннего трения $\rho_2 = 20^\circ$; сцепление $k_3 = 5,8$ МПа, угол внутреннего трения $\rho_3 = 37,5^\circ$; сцепление $k_4 = 4,0$ МПа, угол внутреннего трения $\rho_4 = 38,0^\circ$.

Результаты определения предела прочности горных пород при срезе (скважина Iu)

| Номер пробы | Кол-во образцов | Интервал отбора проб, м | Тип пород | Предел прочности при срезе под углом наклона 25° | | |
|-------------|-----------------|-------------------------|--------------------------|--|------------------------------------|---------------------------|
| | | | | нормальное давление $\sigma_{ср}$, МПа | предел прочности $\tau_{ср}$, МПа | |
| 1 | 48 | 48,0-64,4 | Брекчи тектонические | 4,87-12,14 9,23 (4) | 5,26-6,84 5,86 (4) | 10,44-26,04 19,8 (4) |
| | | 88,12 | | 8,87 (4) | 4,32 (4) | 12,56 (4) 19,02 (4) |
| 2 | 48 | 90,1-111,83 | Туфы серо-зеленые | 7,46-13,57 10,78 (4) | 3,70-5,08 4,25 (4) | 7,93-10,89 23,11 (4) |
| | | 120,75 | | 5,41 (3) | | 9,11 (4) |
| | | 125,2 | | 11,37 (3) | | 11,6 (3) |
| 3 | 54 | 130,55-149,7 | Туфы светло-зеленые | 5,92-10,67 8,52 (5) | 4,88-7,40 5,89 (4) | 13,65-22,89 18,27 (5) |
| | | 159,66 | | 8,46 (4) | | 10,46-15,88 12,63 (4) |
| 4 | 54 | 161,4-181,69 | Туфы березитированные | 9,66-73,33 31,65 (5) | 3,27-10,33 7,17 (4) | 20,72-157,25 67,87 (5) |
| | | 183,1-200,9 | | 4,83-17,41 12,05 (5) | 3,68-9,79 6,27 (4) | 7,02-22,16 15,3 (4) |
| 5 | 54 | | Туфы андезит-базальтовые | | 10,36-37,33 25,84 (5) | 7,89-20,98 13,44 (4) |
| 6 | 60 | 201,6-224,3 | Туфы андезит-базальтовые | 10,21-16,36 12,27 (5) | 6,66-10,25 8,88 (5) | 14,27-21,97 26,32 (5) |
| 7 | 48 | 225,8-250,3 | Туфы андезит-базальтовые | 7,64-12,97 10,93 (4) | 9,06-14,28 12,04 (4) | 19,43-30,63 24,44 (4) |
| | | | | | | 25,81 (4) |

Продолжение табл. 6.3

| Номер пробы | Кол-во образцов | Интервал отбора проб, м | Тип пород | Предел прочности при срезе под углом наклона 35° | | | |
|-------------|-----------------|-------------------------|--------------------------|--|--------------------|---|--------------------|
| | | | | нормальное давление $\sigma_{\text{ср}}$, МПа | | предел прочности $\tau_{\text{ср}}$, МПа | |
| 1 | 48 | 48,0-64,4 | Брекчи тектонические | <u>18,47-27,61</u> | <u>11,36-17,47</u> | <u>26,37-39,44</u> | <u>16,22-24,95</u> |
| | | | | 22,35 (4) | 15,2 (4) | 31,91 (4) | 21,7 (4) |
| | | 88,12 | Туфы серо-зеленые | 18,18 (4) | 10,38 (4) | 25,97 (4) | 12,83 (4) |
| | | | | 19,20-25,09 | 10,60-19,50 | 27,42-35,85 | 15,14-27,86 |
| 2 | 48 | 90,1-111,83 | Туфы серо-зеленые | 22,28 (4) | 14,37 (4) | 31,82 (4) | 20,53 (4) |
| | | | | 19,21 (3) | | 27,44 (3) | |
| | | | | 26,93 (3) | | 38,47 (3) | |
| | | | | <u>19,74-28,20</u> | <u>12,40-25,29</u> | <u>28,19-40,27</u> | <u>17,71-36,11</u> |
| 3 | 54 | 130,55-149,7 | Туфы светло-зеленые | 22,5 (5) | 17,1 (4) | 32,13 (5) | 24,42 (4) |
| | | | | 23,55 (4) | | 33,64 (4) | |
| | | | | 13,16-37,32 | 10,78-26,90 | 18,79-53,30 | 15,40-38,42 |
| | | | | 24,27 (5) | 20,25 (4) | 34,66 (5) | 28,92 (4) |
| 4 | 54 | 161,4-183,1-181,69 | Туфы березитированные | <u>18,34-24,01</u> | <u>17,69-23,14</u> | <u>26,19-34,28</u> | <u>18,92-33,05</u> |
| | | | | 20,9 (5) | 18,58 (4) | 29,84 (5) | 26,53 (4) |
| | | | | <u>19,57-34,99</u> | <u>17,21-31,85</u> | <u>27,94-49,97</u> | <u>24,57-45,49</u> |
| | | | | 27,19 (5) | 26,31 (5) | 38,83 (5) | 37,57 (5) |
| 5 | 54 | 183,1-200,9 | Туфы андезит-базальтовые | <u>20,60-39,15</u> | <u>20,66-22,71</u> | <u>29,42-55,91</u> | <u>29,50-32,44</u> |
| | | | | 27,55 (4) | 21,38 (4) | 39,34 (4) | 30,54 (4) |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| 6 | 60 | 201,6-224,3 | Туфы андезит-базальтовые | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| 7 | 48 | 225,8-250,3 | Туфы андезит-базальтовые | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |

Окончание табл. 6.3

| Номер пробы | Кол-во образцов | Интервал отбора проб, м | Тип пород | Предел прочности при срезе под углом наклона 45° | | | |
|-------------|-----------------|-------------------------|--------------------------|--|--------------------|---|--------------------|
| | | | | нормальное давление $\sigma_{\text{ср}}$, МПа | | предел прочности $\tau_{\text{ср}}$, МПа | |
| 1 | 48 | 48,0-64,4 | Брекчи тектонические | <u>45,61-65,29</u> | <u>30,48-43,28</u> | <u>45,61-65,29</u> | <u>30,48-43,28</u> |
| | | | | 58,22 (4) | 36,88 (4) | 58,22 (4) | 36,88 (4) |
| | | 88,12 | Туфы серо-зеленые | 54,02 (4) | 31,37 (4) | 54,02 (4) | 31,37 (4) |
| | | | | <u>22,99-56,14</u> | <u>30,32-45,77</u> | <u>22,99-56,14</u> | <u>30,32-45,77</u> |
| 2 | 48 | 90,1-111,83 | Туфы березитированные | 38,18 (4) | 37,22 (4) | 38,18 (4) | 37,22 (4) |
| | | | | 65,02 (3) | | 65,02 (3) | |
| | | | | 46,81 (3) | | 46,81 (3) | |
| | | | | <u>35,28-78,63</u> | <u>17,59-37,06</u> | <u>35,28-78,63</u> | <u>17,59-37,06</u> |
| 3 | 54 | 130,55-149,7 | Туфы светло-зеленые | 58,67 (5) | 29,22 (4) | 58,67 (5) | 29,22 (4) |
| | | | | 51,63 (4) | | 51,63 (4) | |
| | | | | <u>35,23-62,44</u> | <u>30,52-43,76</u> | <u>35,23-62,44</u> | <u>30,52-43,76</u> |
| | | | | 50,57 (5) | 36,85 (4) | 50,57 (5) | 36,85 (4) |
| 4 | 54 | 161,4-183,1-181,69 | Туфы андезит-базальтовые | <u>38,22-57,06</u> | <u>35,03-51,69</u> | <u>38,22-57,06</u> | <u>35,03-51,69</u> |
| | | | | 48,77 (5) | 41,77 (4) | 48,77 (5) | 41,77 (4) |
| | | | | <u>41,66-68,98</u> | <u>49,97-66,79</u> | <u>41,66-68,98</u> | <u>49,97-66,79</u> |
| | | | | 56,64 (5) | 60,32 (5) | 56,64 (5) | 60,32 (5) |
| 5 | 54 | 200,9 | Туфы андезит-базальтовые | <u>37,95-69,24</u> | <u>28,38-54,13</u> | <u>37,95-69,24</u> | <u>28,38-54,13</u> |
| | | | | 57,76 (4) | 43,47 (4) | 57,76 (4) | 43,47 (4) |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |

Примечания: 1. В числителе приведены минимальные и максимальные значения предела прочности при срезе, в знаменателе — среднее значение предела прочности при срезе, в скобках — количество образцов, участвовавших в испытаниях. 2. Серым цветом выделены результаты испытаний образцов в водонасыщенном состоянии.

6.3. ОБОСНОВАНИЕ РАСЧЕТНЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД

Для определения прочностных характеристик горных пород в массиве можно использовать результаты лабораторных исследований с учетом соответствующих коэффициентов ослабления.

Сцепление пород в образце значительно отличается от сцепления в массиве [3, 8, 9].

Угол внутреннего трения, полученный по испытаниям образцов, с достаточной степенью достоверности может быть перенесен на трещиноватый массив.

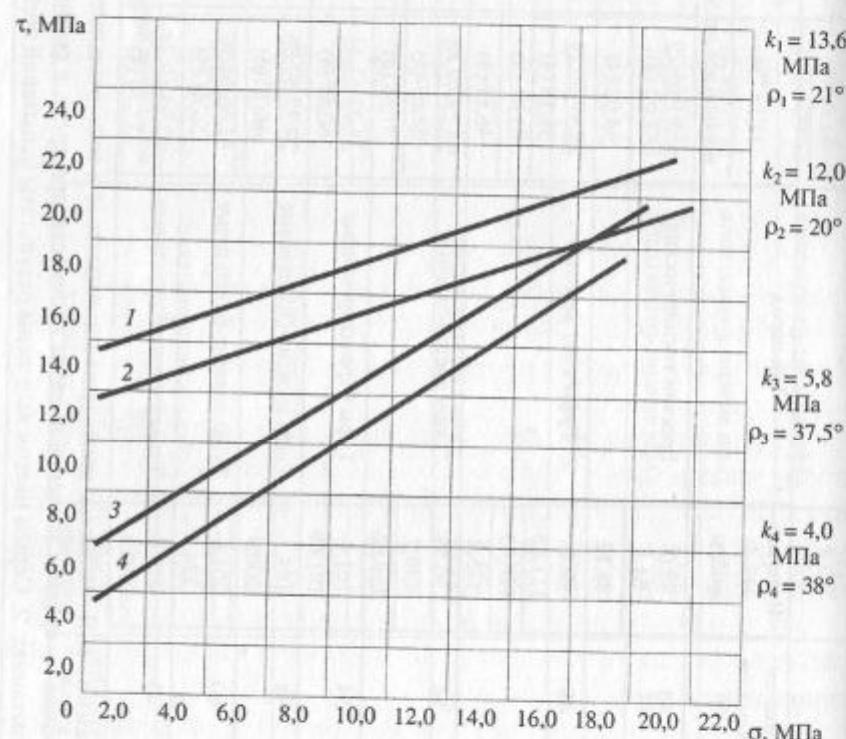


Рис. 6.3. Паспорт прочности филлитов:
1 — несогласное сухое; 2 — влажное; 3 — согласное замороженное; 4 — согласное сухое

Переход от сцепления пород в образце C_0 к сцеплению в массиве C_m может быть осуществлен с помощью коэффициента структурного ослабления λ [8]:

$$C_m = \lambda C_0, \quad (6.3)$$

$$\text{где } \lambda = \frac{1}{1 + a \ln H / l}.$$

Величина коэффициента структурного ослабления массива зависит от целого ряда факторов, связанных с характером структурного строения массива, его однородностью и прочностью пород [8—9]. Значения λ по данным ВНИМИ для наиболее распространенных углевмещающих породных массивов приведены в Приложении 17 [9].

Величина сцепления пород в массиве приближенно может быть определена по формуле [9]

$$C_m = \frac{C_0 - C'}{1 + a' \ln \left(\frac{H}{l_t} \right)} + C', \quad (6.4)$$

где C' — сцепление по контактам между блоками пород, МПа; H — высота борта, м; l_t — средний размер блоков, м; a' — коэффициент, зависящий от прочности пород в монолитном образце и характера их трещиноватости (табл. 6.4).

В дальнейшем по мере накопления сведений о неоднородности массива, как по прочности, так и по характеру трещиноватости, коэффициент структурного ослабления должен быть уточнен и сцепление в массиве должно быть определено с большей достоверностью.

Результаты определения коэффициента структурного ослабления λ для основных пород Чиганакского месторождения приведены в табл. 6.5.

При расчетах устойчивости бортов разрезов коэффициент запаса вводится в средневзвешенные характеристики сопротивления сдвигу толщи слоев, пересекаемых потенциальной поверхностью скольжения, они и будут являться расчетными:

Таблица 6.4

Значение коэффициента a для различных пород

| Группа пород | Наименование пород и характер трещиноватости | Величина сцепления в монолите C , МПа | Величина коэффициента a |
|--------------|---|---|---------------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| III | Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчано-глинистые отложения, сильновыетрельные полностью каолинизированные изверженные | 0,4—0,9 | 0,5 |
| | Уплотненные песчано-глинистые в основном нормально-секущие трещиноватости | 1—2 | 2 |
| II | Сильно каолинизированные изверженные | 3—8 | 2 |
| | Уплотненные песчано-глинистые с развитой кососекущей трещиноватостью, каолинизированные изверженные | 3—8 | 3 |
| | Средней крепости слоистые, преимущественно нормально-секущей трещиноватости | 10—15 15—17 17—20 | 3 4 5 |
| I | Крепкие преимущественно нормально-секущей трещиноватости | 20—30 >30 | 6 7 |
| | Крепкие изверженные с развитой кососекущей трещиноватостью | >20 | 10 |

Таблица 6.5

Коэффициент структурного ослабления λ для пород Чиганакского месторождения

| Наименование пород | Глубина залегания пород H , м | Средний размер элементарных блоков $l, \text{м}$ | Коэффициент a | Коэффициент структурного ослабления λ |
|--------------------|---------------------------------|--|-----------------|---|
| Яшмокварциты | 60 | 0,05/0,3 | 10/7 | 0,014/0,026 |
| Песчаники | 60 | 0,2/0,3 | 10/7 | 0,017/0,026 |
| Сланцы | 60 | 0,05/0,1 | 10/10 | 0,014/0,015 |
| Алевролиты | 60 | 0,05/0,1 | 10/10 | 0,014/0,015 |

Примечание. В числителе и знаменателе приведены соответствующие значения для Восточного и Западного бортов карьера.

$$C_n = \frac{C_{i_{\alpha}}}{n} \text{ и } \Phi_{i_n} = \arctg \frac{\operatorname{tg} \Phi_{i_{\alpha}}}{n}. \quad (6.5)$$

В общем случае коэффициент запаса устойчивости бортов является функцией от частных коэффициентов и при их независимости друг от друга может быть представлен в виде произведения:

$$n = n_1 n_2 \dots n_k. \quad (6.6)$$

Величину коэффициента запаса устойчивости откосов определяет ряд факторов, среди которых основными являются:

- надежность определения механических характеристик пород (угла внутреннего трения и сцепления, а также угла трения и сцепления по естественным поверхностям ослабления);
- погрешности определения положения наиболее напряженной поверхности скольжения;
- способ учета гидрогеологических факторов;
- точность способа расчета устойчивости откосов.

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

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

Величины коэффициента запаса в зависимости от стадии освоения месторождения и способа получения исходных характеристик, входящих в расчеты, могут быть приняты соответствующими приведенным в табл. 6.6 [9].

Таблица 6.6

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

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

Если слагающие откос породы представлены глинистыми разностями и за исходные характеристики прочности в расчеты принимается предел ползучести этих пород, то коэффициент запаса может быть принят равным единице ($n = 1$).

Г.Л. Фисенко [10] предостерегал, что 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 учитывать в

тех случаях, когда в непосредственной близости от борта находятся охраняемые объекты высокой категории.

Например, средний размер элементарных блоков пород месторождения «Кумтор» изменяется в пределах 0,5—1,0 м, проектная глубина карьера принимается равной 300—400 м. Тогда вычисленные по формуле (6.3) значения коэффициента структурного ослабления изменяются в пределах 0,049—0,053.

Сцепление горных пород в массиве вычислено по формуле (6.5) с учетом формулы (6.4).

Результаты определения прочностных свойств основных разновидностей горных пород месторождения «Кумтор» с учетом коэффициента структурного ослабления приведены в табл. 6.7.

Таблица 6.7

Прочностные свойства горных пород

| Тип породы | Предел прочности при одноосном сжатии $\sigma_{ск}$, МПа | Плотность γ , t/m^3 | Сцепление k , МПа | Угол внутреннего трения r , градус |
|----------------------------|---|------------------------------|---------------------|--------------------------------------|
| Филлиты светло-серые | 60,0 | 2,86 | 0,43 | 30 |
| Филлиты зеленовато-серые | 70,0 | 2,84 | 0,59 | 31 |
| Филлиты серые, темно-серые | 70,0 | 2,84 | 0,63 | 31 |
| Метасоматиты брекчевидные | 80,0 | 2,95 | 0,59 | 36 |
| Метасоматиты массивные | 90,0 | 2,99 | 0,59 | 36 |

6.4. СТАТИСТИКО-ВЕРОЯТНОСТНОЕ ОБОСНОВАНИЕ РАСЧЕТНЫХ ЗНАЧЕНИЙ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Сущность метода определения прочностных характеристик горных пород (k и $\text{tg } \rho$) заключается в построении паспорта прочности пород по данным испытаний на срез со сжатием в соответствии с действующим ГОСТом 21153.5—88 [43].

Испытания горных пород на предел прочности при срезе со сжатием производятся при углах наклона матриц $\Theta = 25^\circ, 35^\circ$ и 45° . Количество образцов для испытания при каждом из углов наклона должно быть не менее 6 при условии обеспечения надежности результатов не менее 80 % и относительной погрешности не более 30 % [43].

Статистическая обработка результатов лабораторных испытаний горных пород на прочностные свойства производится по ГОСТу 20522—96 [89].

Как показано в разделах 5.3—5.7, обработка результатов испытаний по вышеперечисленным ГОСТам не позволяет оценить степень надежности получаемых результатов и не учитывает коррелированности прочностных характеристик горных пород (k и $\text{tg } \rho$).

Расчету устойчивости карьерных откосов предшествует обоснование расчетных прочностных характеристик горных пород, слагающих прибортовой массив. Учитывая вероятностный характер информации о свойствах горного массива, предлагается статистико-вероятностная методика обоснования расчетных прочностных характеристик пород.

Прочностные характеристики (угол внутреннего трения ρ и сцепление k) определяются на основании регрессионного анализа данных лабораторных (натурных) испытаний на срез. Данная методика позволяет построить как паспорт прочности $\tau = f(P)$, так и доверительные границы для неизвестной истинной зависимости при доверительной вероятности $\alpha = 0,95$ [44—47].

Ниже приведены результаты обработки данных лабораторных испытаний туфов андезит-базальтовых пород месторождения Нурагзган по методике, описанной в разделах 5.3—5.7.

В табл. 6.8 представлены результаты для 16 пар испытаний на срез, в табл. 6.9 — для 30 пар испытаний.

Таблица 6.8

Результаты для 16 пар испытаний на срез

| Номер испытания | θ , градус | P , МПа | τ , МПа | Номер испытания | θ , градус | P , МПа | τ , МПа |
|-----------------|-------------------|-----------|--------------|-----------------|-------------------|-----------|--------------|
| 1 | 25 | 9,21 | 19,75 | 9 | 45 | 29,79 | 29,79 |
| 2 | 25 | 14,93 | 32,01 | 10 | 45 | 34,50 | 34,50 |
| 3 | 25 | 11,11 | 23,83 | 11 | 45 | 52,72 | 52,72 |
| 4 | 35 | 25,18 | 35,96 | 12 | 45 | 29,79 | 29,79 |
| 5 | 35 | 34,34 | 49,04 | 13 | 45 | 35,21 | 35,21 |
| 6 | 35 | 31,14 | 44,47 | 14 | 45 | 34,02 | 34,02 |
| 7 | 35 | 34,65 | 49,48 | 15 | 35 | 21,06 | 30,56 |
| 8 | 45 | 42,53 | 42,53 | 16 | 25 | 8,02 | 17,02 |

Таблица 6.9

Результаты для 30 пар испытаний на срез

| Номер испытания | θ , градус | P , МПа | τ , МПа | Номер испытания | θ , градус | P , МПа | τ , МПа |
|-----------------|-------------------|-----------|--------------|-----------------|-------------------|-----------|--------------|
| 1 | 25 | 5,31 | 11,39 | 16 | 35 | 26,70 | 38,14 |
| 2 | 25 | 6,83 | 14,65 | 17 | 45 | 29,79 | 29,79 |
| 3 | 25 | 7,79 | 16,71 | 18 | 35 | 31,14 | 44,47 |
| 4 | 25 | 8,67 | 18,59 | 19 | 35 | 32,68 | 46,66 |
| 5 | 25 | 8,71 | 18,67 | 20 | 35 | 34,34 | 49,04 |
| 6 | 25 | 8,78 | 18,83 | 21 | 45 | 34,50 | 34,50 |
| 7 | 25 | 9,21 | 19,75 | 22 | 35 | 34,65 | 49,48 |
| 8 | 25 | 9,95 | 21,33 | 23 | 45 | 42,53 | 42,53 |
| 9 | 25 | 11,11 | 23,83 | 24 | 45 | 47,42 | 47,42 |
| 10 | 25 | 14,93 | 32,01 | 25 | 45 | 48,59 | 48,59 |
| 11 | 35 | 18,53 | 26,46 | 26 | 45 | 49,01 | 49,01 |
| 12 | 35 | 18,82 | 26,88 | 27 | 45 | 52,15 | 52,15 |
| 13 | 35 | 20,39 | 29,12 | 28 | 45 | 52,72 | 52,72 |
| 14 | 35 | 25,18 | 35,96 | 29 | 45 | 54,27 | 54,27 |
| 15 | 35 | 25,27 | 36,09 | 30 | 45 | 62,72 | 62,72 |

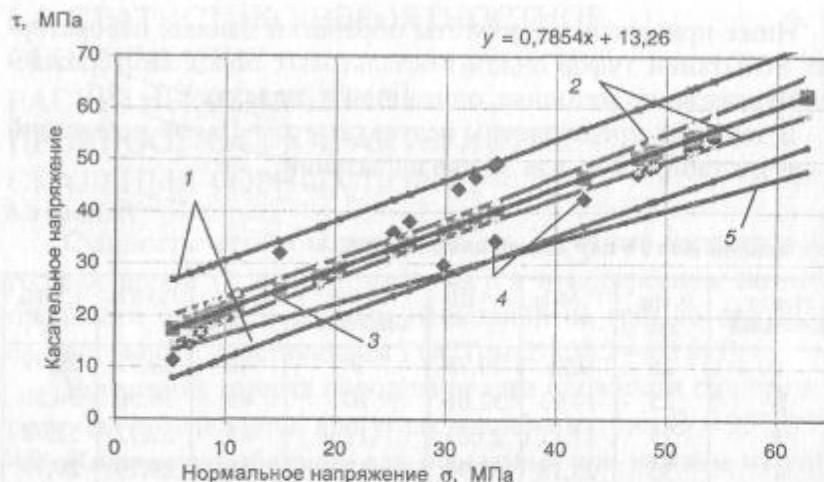


Рис. 6.4. График регрессионного анализа для туфов андезит-базальтовых пород месторождения Нурагзган (30 пар):

1 — доверительные интервалы для возможных значений параметра σ ; 2 — доверительные интервалы для среднеожидаемых значений параметра σ ; 3 — теоретическая линия регрессии $\tau = 13,26 + 0,7854 \sigma$; 4 — экспериментальные точки; 5 — по данным ВНИМИ (коэффициент запаса $n = 1,3$)

На рис. 6.4 показан график $\tau = f(\sigma)$ регрессионного анализа для туфов андезит-базальтовых пород при количестве испытаний на срез 30 пар, а на рис. 6.5 — для 16 пар.

Углы внутреннего трения пород в образце и массиве для одного и того же типа пород отличаются несущественно, поэтому их значения можно принять равными: $\rho_{\text{обр}} \approx \rho_{\text{мас}}$.

Сцепление же пород, полученное по лабораторным испытаниям, может быть в десятки раз больше, чем для той же породы в массиве. Согласно исследованиям Г.Л. Фисенко, ВНИМИ [8—10] эти величины связаны между собой коэффициентом структурного ослабления λ_0 , который может быть определен по формулам (6.3)–(6.4).

Используя полученные значения коэффициента структурного ослабления, сцепление горных пород в массиве определяют по формуле (6.3).

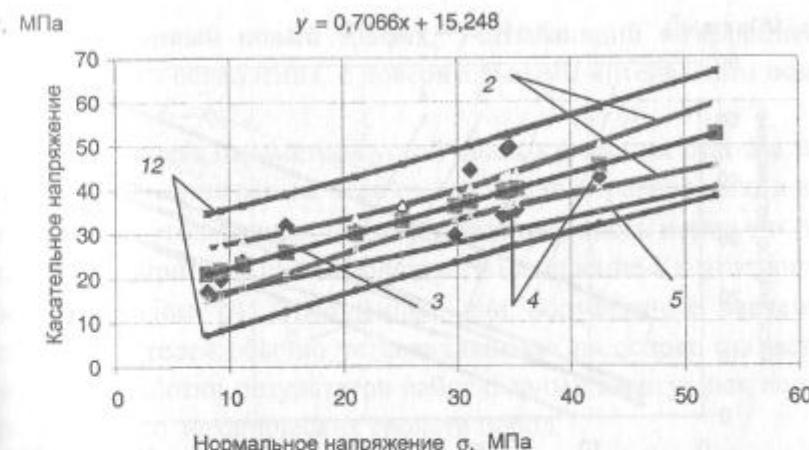


Рис. 6.5. График регрессионного анализа для туфов андезит-базальтовых пород месторождения Нурагзган (16 пар):

1 — доверительные интервалы для возможных значений параметра σ ; 2 — доверительные интервалы для среднеожидаемых значений параметра σ ; 3 — теоретическая линия регрессии $\tau = 15,248 + 0,7066 \sigma$; 4 — экспериментальные точки; 5 — по данным ВНИМИ (коэффициент запаса $n = 1,3$)

Для нашего примера $\lambda_0 = 0,04127$.

Это равнозначно переносу регрессионной кривой вниз, на соответствующую величину. График такой зависимости показан на рис. 6.6 (для 30 пар значений срезов) и на рис. 6.7 (для 16 пар значений срезов).

Уравнение предельного равновесия для массива с учетом коэффициента структурного ослабления λ примет вид

$$\tau'_{\text{уд}} = k\lambda_0 + \sigma \operatorname{tg} \rho , \quad (6.7)$$

тогда, учитывая, что основное уравнение регрессии есть

$$\tau_{\text{уд}} = \sigma \operatorname{tg} \rho + k \quad (6.8)$$

или если подставить в (6.8) значение $\sigma \operatorname{tg} \rho$ из (6.7), получим $\tau'_{\text{уд}} = \tau_{\text{уд}} + k(1-\lambda)$, а это значит, что погрешность величины $\sigma_{\tau'_{\text{уд}}}^2$ будет равна $\sigma_{\tau_{\text{уд}}}^2$.

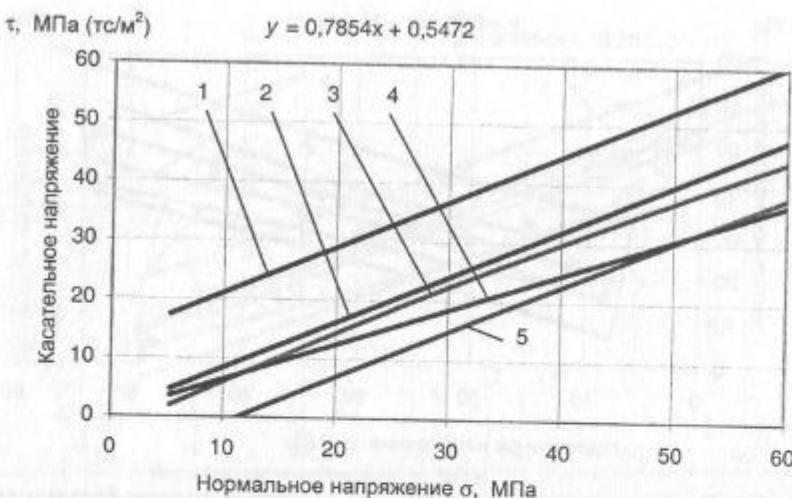


Рис. 6.6. График регрессионного анализа для туфов андезит-базальтовых пород месторождения Нургазган (30 пар):

1 — теоретическая линия регрессии $\tau = 13,36 + 0,7854 \sigma$; 2 — теоретическая линия регрессии $\tau = 0,5472 + 0,7854 \sigma$; 3 — доверительные интервалы для среднеожидаемых значений параметра σ ; 4 — по данным ВНИМИ $\tau = 0,421 + 0,60415 \sigma$; 5 — доверительные интервалы для возможных значений параметра σ



Рис. 6.7. График регрессионного анализа для туфов андезит-базальтовых пород месторождения Нургазган (16 пар):

1 — теоретическая линия регрессии $\tau = 15,248 + 0,7066 \sigma$; 2 — теоретическая линия регрессии $\tau = 0,6293 + 0,7066 \sigma$; 3 — доверительные интервалы для среднеожидаемых значений параметра σ ; 4 — по данным ВНИМИ $\tau = 0,484 + 0,543538 \sigma$; 5 — доверительные интервалы для возможных значений параметра σ

Построенный новый график, учитывающий коэффициент структурного ослабления, с доверительными интервалами показан на рис. 6.6—6.7.

При расчете параметров устойчивых карьерных откосов методами, основанными на теории предельного равновесия, в качестве исходных данных используются плотность пород γ и показатели сопротивления пород сдвигу (цепление k и угол внутреннего трения ρ). Обобщенные или нормативные значения этих показателей обычно устанавливаются на основе статистической обработки результатов лабораторных и натурных испытаний физико-механических свойств пород.

Для нахождения расчетных прочностных характеристик горных пород, согласно исследованиям ВНИМИ, в найденные их значения в массиве вводится коэффициент запаса n_3 , равный 1,3.

$$k_{\text{расч}} = \frac{k}{n_3};$$

$$\rho_{\text{расч}} = \arctg \left(\frac{\operatorname{tg} \rho_m}{n_3} \right). \quad (6.9)$$

Для нашего случая

$$k_{\text{расч}} = 0,4208 \text{ МПа}; \rho_{\text{расч}} = 31,14^\circ; \gamma = 2,74.$$

При нормативных значениях

$$k_n = 0,547 \text{ МПа}; \rho_n = 38,15^\circ; \gamma = 2,74.$$

Значение вводимого в расчеты коэффициента запаса $n = 1,3$ носит эмпирический характер и не имеет строгого научного обоснования.

Совмещенные графики (определение параметров прочности при количестве испытаний $N = 16$ и $N = 30$) теоретической линии регрессии, доверительных интервалов и уравнения с учетом коэффициента запаса приведены на рис. 6.6—6.7.

Предлагаемая нами методика, основанная на статистико-вероятностной обработке результатов исследований прочностных характеристик горных пород, позволяет судить о надежности полученных результатов расчета, так как учитывает статистико-вероятностное обоснование расчётных значений прочностных характеристик скальных горных пород.

Анализ показывает [44 — 47], что ширина доверительных интервалов зависит от степени надежности получаемых результатов и в том числе от количества испытаний (см. рис. 6.6, 6.7).

7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА СТАБИЛОМЕТРАХ

Горные породы в условиях естественного залегания обычно находятся в сложном объемном напряженном состоянии, развивающемся под влиянием веса вышележащих масс (гравитационных сил) и тектонических сил, в меньшей мере перепада температурных градиентов и др. При возведении сооружений напряженное состояние горных пород может уменьшаться и увеличиваться за счет перераспределения масс горных пород и воздействия внешних нагрузок. При этом если касательные усилия превышают внутренние силы сопротивления пород сдвигу, они начинают разрушаться, наступает потеря их прочности. При изучении прочности горных пород, т.е. сопротивления их разрушению, важно испытания их производить в условиях силовых воздействий, аналогичных или близких к природным. Этим условиям в известной мере удовлетворяет метод испытания пород в приборах трехосного сжатия, называемых стабилометрами. Испытания пород на трехосное сжатие правильнее моделируют их напряженное состояние в естественных условиях залегания и дают достаточно надежные данные о сопротивлении сдвигу, но они более сложны, чем испытания в срезных приборах. Поэтому они не могут быть массовыми в условиях производственных исследований.

По данным испытаний одного образца песчаных пород и двух-трех образцов глинистых пород при различных значениях всестороннего или бокового давления строят диаграммы Мора (рис. 4.1, 4.2, 7.6, 7.13). Касательные к предельным кругам напряжений на этих диаграммах удовлетворяют уравнениям $\tau = \operatorname{tg} \rho \sigma_{\text{н}}$ и $\tau = k + \operatorname{tg} \rho \sigma_{\text{н}}$. Параметры этих уравнений ρ , $\operatorname{tg} \rho = f$ и k являются количественными показателями прочности пород.

7.1. ИСПЫТАНИЯ В ПРИБОРАХ ТРЕХОСНОГО СЖАТИЯ

Испытаниям в приборах трехосного сжатия для определения прочности могут подвергаться скальные, полускальные, песчаные и другие рыхлые несвязанные и глинистые породы. Особенно целесообразно применять такие испытания для пород слабых глинистых, мягких водонасыщенных, неустойчивой консистенции, так как испытывать такие породы в срезных породах затруднительно — они легко раздавливаются и выдавливаются в зазоры прибора.

Испытания грунтов в стабилометре подробно описаны в монографиях Н.Н. Сидорова, В.П. Сипидина, А.К. Бугрова и др., С.Р. Месчяна, Бишопа и Хенкеля.

В зависимости от прочности пород применяют различные стабилометры, позволяющие производить испытания пород при различных и, в частности, боковых давлениях. На рис. 7.1 показана принципиальная схема таких приборов, рекомендуемых ГОСТ 12248—96 [51].

Согласно ГОСТ 12248—96 испытание грунта методом трехосного сжатия проводят для определения следующих характеристик прочности и деформируемости: угла внутреннего трения ϕ , удельного сцепления c , сопротивления недренированному сдвигу c_u , модуля деформации E и коэффициента попечной деформации v для песков, глинистых, органоминеральных и органических грунтов.

Эти характеристики определяют по результатам испытаний образцов грунта в камерах трехосного сжатия, дающих возможность бокового расширения образца грунта в условиях трехосного осесимметричного статического нагружения при

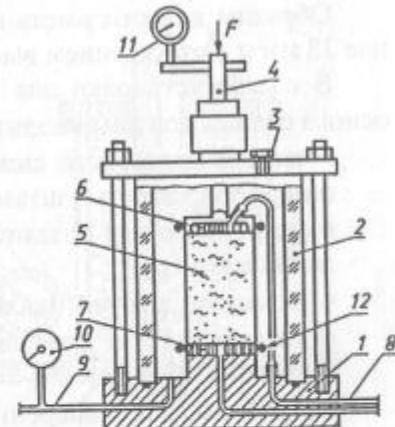
$$\sigma_1 \geq \sigma_2 = \sigma_3,$$

где σ_1 — максимальное главное напряжение; $\sigma_2 = \sigma_3$ — минимальные, они же промежуточные главные напряжения.

Результаты испытаний оформляют в виде графиков зависимостей деформаций образца от нагрузки и изменения деформаций во времени.

Рис. 7.1. Принципиальная схема установки для испытания грунта методом трехосного сжатия:

1 — основание камеры; 2 — корпус камеры; 3 — вентиль для выпуска воздуха; 4 — шток; 5 — образец грунта в оболочке; 6 — верхний штамп; 7 — нижний штамп; 8 — трубы для дренирования и измерения давления в поровой жидкости; 9 — трубка для заполнения камеры и измерения давления в камере; 10 — манометр; 11 — индикатор; 12 — уплотнитель



Испытания вертикальной нагрузкой проводят при заданном всестороннем давлении на образец грунта или заданном среднем нормальном напряжении.

Испытания для определения характеристик прочности проводят не менее чем для трех образцов исследуемого грунта при различных значениях всестороннего давления на образец.

Испытания для определения характеристик деформируемости проводят при заданном всестороннем давлении на образец.

Испытания проводят по следующим схемам:

- неконсолидированно-недренированное испытание — для определения сопротивления недренированному сдвигу водонасыщенных глинистых, органоминеральных и органических грунтов природной плотности;
- консолидированно-недренированное испытание — для определения характеристик прочности глинистых, органоминеральных и органических грунтов в нестабилизированном состоянии;
- консолидированно-дренированное испытание — для определения характеристик прочности и деформируемости любых дисперсных грунтов в стабилизированном состоянии.

Для испытаний используют образцы грунта ненарушенного сложения с природной влажностью или образцы нарушенного сложения с заданными значениями плотности и влажности.

Образцы должны иметь форму цилиндра диаметром не менее 38 мм и с отношением высоты к диаметру от 1:2 до 1:2,5.

В состав установки для испытания грунтов методом трехосного сжатия должны входить (по ГОСТ 12248—96 [51]):

- камера трехосного сжатия с набором жестких сплошных и перфорированных штампов и уплотнителей к ним;
- устройство для создания, поддержания и измерения давления в камере;
- механизм для вертикального нагружения образца;
- устройства для измерения вертикальных и объемных деформаций образца;
- приборы для измерения давления в поровой жидкости образца (устройства, основанные на компенсационном принципе, и датчики давления высокой жесткости);
- резиновые оболочки толщиной не более 0,25 мм;
- расширитель для заключения образца в резиновую оболочку.

Принципиальная схема камеры трехосного сжатия приведена на рис. 7.1 (по ГОСТ 12248—96 [51]).

Конструкция стандартного стабилометра показана на рис. 7.2, а, б. В зависимости от способа создания среднего напряжения в образце грунта они подразделяются на тип А и тип Б. В приборе типа А образец грунта со всех сторон подвержен действию давления и испытывает случай гидростатического сжатия, в приборе типа Б напряжения на боковой поверхности и торцах образца создаются раздельно.

Стабилометр типа А рекомендуется использовать для определения характеристик прочности грунта, а стабилометр типа Б — как для прочностных, так и деформационных характеристик грунтов. В ГОСТ 12248—96 приведена методика, которая позволяет применять стабилометр типа А для определения прочностных и деформационных характеристик грунтов.

Испытания проводят с цилиндрическими образцами грунта высотой, равной двум диаметрам. Обычно диаметр образцов принимается равным 38 мм, 50 мм или 100 мм. Чем больше диаметр, тем большая физическая неоднородность (включения) сложения образцов грунта допускается при испытаниях.

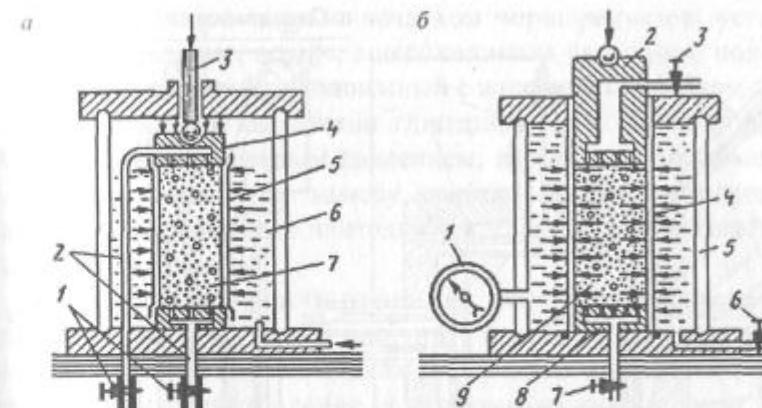


Рис. 7.2. Схемы стабилометров типа А (а) и типа Б (б)

Предполагается, что нагружочный штамп и основание являются гладкими, а нагружочный штамп перемещается плоскопараллельно без вращения в процессе деформирования образца грунта. Последнее допущение не выполняется в стабилометрах типа А, так как при нагрузке, близкой к предельной по прочности, наблюдается поворот нагружочного штампа, что при дальнейшем деформировании приводит к несоосности между главными напряжениями и деформациями.

Если на трех взаимно перпендикулярных парах сторон кубического образца грунта действуют только нормальные напряжения и эти напряжения создаются с использованием жестких штампов или гибких оболочек, заполненных водой или глицерином, то приборы данного вида называются приборами истинного трехосного сжатия, так как в них возможно нагружение общего случая, когда $\sigma_1 \neq \sigma_2 \neq \sigma_3$.

Конструкция данного типа приборов была разработана в Московском инженерно-строительном институте (ныне МГСУ) А.Л. Крыжановским в 1968 г. В данной конструкции нагрузка на кубический образец прикладывалась через гибкие штампы (рис. 7.3).

Общий вид стенда для подобных исследований показан на рис. 7.4.

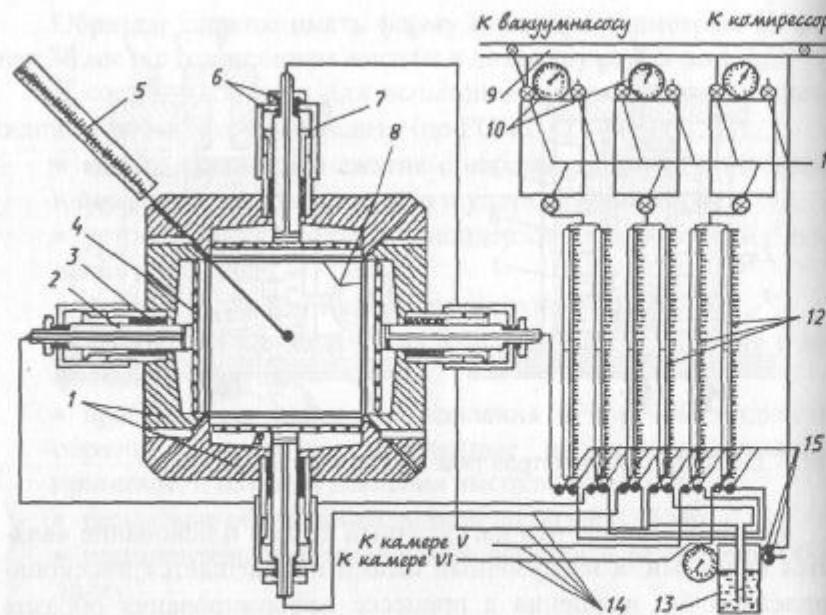


Рис. 7.3. Прибор истинного трехосного сжатия:

1 — плиты корпуса; 2 — перемещаемый шток; 3 — сальник; 4 — перфорированный штамп; 5 — датчик для измерения порового давления; 6 — подшипник; 7 — гайка для принудительного перемещения штока; 8 — гибкие резиновые мембранны; 9 — коллектор сжатого воздуха; 10 — манометры; 11 — краны; 12 — трубы волюметров; 13 — бак с резервной жидкостью; 14 — трубы высокого давления

На рис. 7.5 показан стабилометр ДИИЖТ, конструкция которого разработана под руководством М.Н. Гольдштейна. В этом приборе испытывают образцы песчаных и глинистых пород диаметром 62 мм и высотой 150 мм при боковом давлении до 1 МПа и осевом до 2 МПа. Осевая нагрузка от подвески с грузом 1 передается через шток прибора на верхний подвижный поршень.

Она может создаваться также при помощи винта подвески 2. В этом случае усилие винта измеряется пружинным динамометром 3. Всестороннее давление в рабочей камере прибора создается следующим образом.

От баллона со сжатым воздухом через редуктор, установленный на баллоне, воздух с необходимым давлением подается в воздушный бачок 7, соединенный с жидкостным бачком 6, три четверти которого заполнено глицерином. Из бачка глицерин через кран 5 под нужным давлением, измеряемым манометром 4, подается в рабочую камеру прибора. Наличие воздушного бачка дает возможность длительное время сохранять давление в приборе постоянным.

Критерием прочности глинистых пород является сопротивление сдвигу. Разрушение наступает в момент, когда касательные напряжения на площадках скольжения превышают внутренние силы сопротивления, к которым относятся силы внутреннего трения и сцепления. Состояние предельного равновесия описывает уравнение Кулона (см. рис. 4.1 и 4.2, 7.13). Наиболее близкие показатели прочностных свойств глинистых пород к натуральным могут быть получены лабораторным способом в ус-

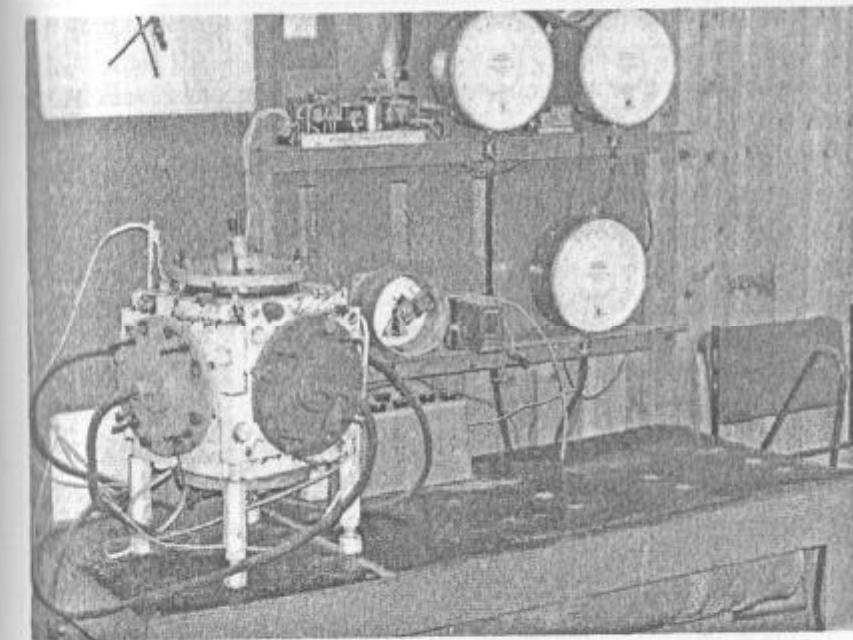


Рис. 7.4. Общий вид конструкции стенда истинного трехосного сжатия

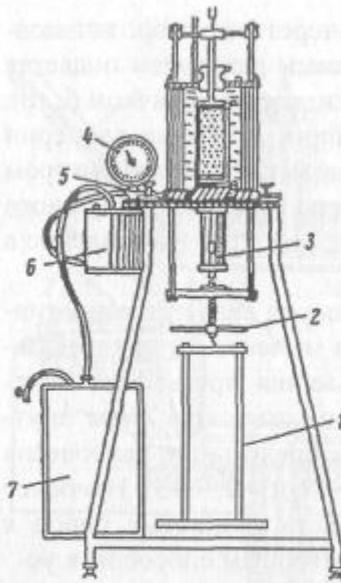


Рис. 7.5. Схема стабилометра ДИИЖТ

ловиях трехосного напряженного состояния при действии независимых главных напряжений σ_1 (осевое напряжение) и $\sigma_2 = \sigma_3$ (боковое напряжение), создаваемых в камере стабилометра.

Широкое применение для производства испытаний глинистых пород находит стабилометр УСВ-2 конструкции ВИОГЕМ. Методика испытаний практически не отличается от методики вышеописанной. Подготавливаются образцы на карьерах из ненарушенной структуры естественной плотности и влажности. Высота образцов составляет 10 см, площадь поперечного сечения — 20 см². Разрушение образцов производилось по схеме ускоренного сдвига уменьшением бокового напряжения σ_3 при постоянной величине σ_1 , соответствующей условиям залегания испытываемой породы. Вертикальные деформации образцов замеряются с помощью индикатора часового типа с точностью 0,01 мм. Испытания проводятся при различных значениях σ_1 : 0,8; 1,2; 1,6 и 2,0 МПа, приблизительно соответствующих глубинам залегания пород в прибрежном массиве, соответственно: 40, 60, 80 и 100 м. В процессе испытаний фиксируется критическое значение $\sigma_{3\text{крит}}$, при котором наступает разрушение образца.

По полученным значениям $\sigma_{3\text{крит}}$ и σ_1 для каждого диапазона на нагрузок строятся круги Мора (рис. 7.6). Огибающая кругов, которая в первом приближении принимается в виде прямой, является паспортом прочности испытываемой породы, по которому определяются значения k и r .

Для каждого испытываемого образца определяется влажность.

В табл. 7.1 приведены данные прочностных свойств глинистых пород, полученные по вышеприведённой методике, для пород прибрежных массивов Тургайских карьеров [3].

В настоящее время широкое распространение получили приборы трехосного сжатия, разработанные сотрудниками Пензенского ГУАС и ООО «Геотек» и приборы конструкции ВНИМИ.

Устройство трехосного сжатия (рис. 7.7) предназначено для испытаний образцов пылевато-глинистых грунтов в условиях осесимметричного сжатия по методике ГОСТ 12248—96 [51]. Боковое давление в рабочей камере типа Б создается давлением жидкости и измеряется датчиком давления. Осевая нагрузка

Таблица 7.1

Показатели прочностных свойств глинистых пород
Тургайских карьеров

| Породы | Значение параметров прочности пород | |
|--|-------------------------------------|--------------|
| | k , МПа | r , градус |
| Четвертичные суглинки: | | |
| а) при естественной влажности ($W = 17\%$) | 0,055 | 15 |
| б) при избыточном увлажнении | 0,025 | 7 |
| Неогеновые гипсонасыщенные глины: | | |
| а) в массиве | 0,113 | 12 |
| б) в зоне выветривания ($h = 3,5$ м) | 0,035 | 12 |
| Пестроцветные глины | | |
| | 0,085 | 15 |
| Бокситоподобные глины: | | |
| а) в массиве | 0,106 | 18 |
| б) по песчаному контакту | 0,038 | 18 |
| Оgneупорные и пестроокрашенные глины | | |
| | 0,100 | 21 |
| Подрудные глины: | | |
| а) в массиве | 0,108 | 15 |
| б) по поверхностям ослабления | 0,066 | 15 |

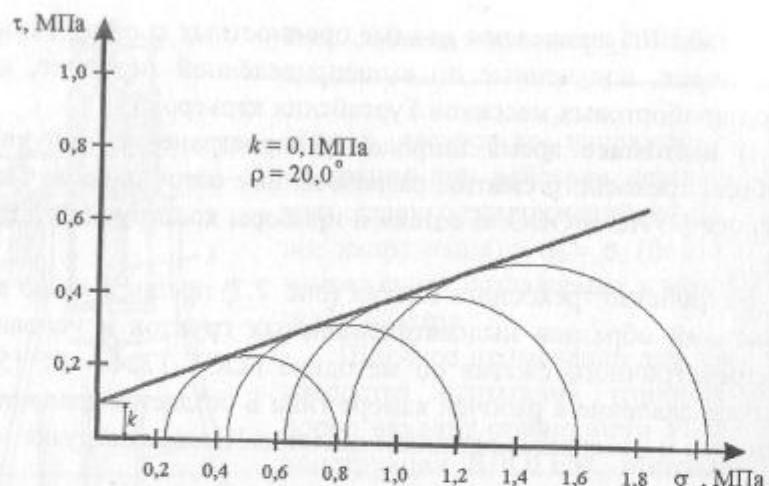


Рис. 7.6. Паспорт прочности глинистых пород

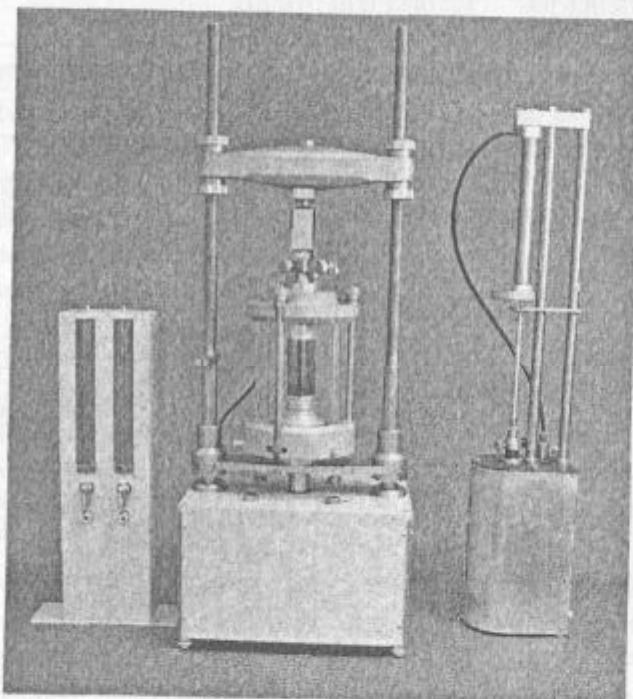


Рис. 7.7. Устройство трехосного сжатия (ГУАС и ООО «Геотек»)

прикладывается с заданной скоростью 0,01—5 мм/мин и измеряется датчиком силы. Изменение объема образца грунта при сжатии определяется методом компенсации давления в рабочей камере прибора при помощи устройства, общий вид которого показан справа от прибора. Радиальная деформация определяется через изменение объема. Водонасыщение образца грунта выполняется при помощи устройства, общий вид которого приведен слева от прибора. Поровое давление измеряется датчиком давления. Прибор входит в состав измерительно-вычислительного комплекса ИВК АСИС [88].

Прибором трехосного сжатия (стабилометр) СТПС 80/38 производится измерение вертикальной нагрузки датчиком силы (ГУАС и ООО «Геотек»).

Прибор трехосного сжатия (стабилометр) предназначен для испытания грунтов методом трехосного сжатия по ГОСТ 12248—96.

Вертикальное и боковое нагружение образца грунта выполняется сжатым воздухом. Измерение вертикальной нагрузки выполняется с использованием тензометрического датчика силы с диапазоном 0—50 Н.

Измерение бокового и порового давлений выполняется с использованием тензометрических датчиков давления. Диапазон измерения 0—600 кПа.

Измерение вертикальной и радиальной деформации выполняется датчиком линейных перемещений индуктивного типа. Диапазон измерения 0—25 мм. Прибор позволяет проводить испытания образцов грунта диаметром 38 мм и 50 мм по следующим схемам:

- неконсолидированно-недренированные испытания;
- консолидированно-недренированные испытания;
- консолидировано-дренированные испытания.

Масса прибора — 22 кг. Размеры — 250 × 250 × 700 мм.

Прибор трехосного сжатия СТГ 80/38 предназначен для испытания грунтов методом трехосного сжатия по ГОСТ 12248—96 (рис. 7.9).

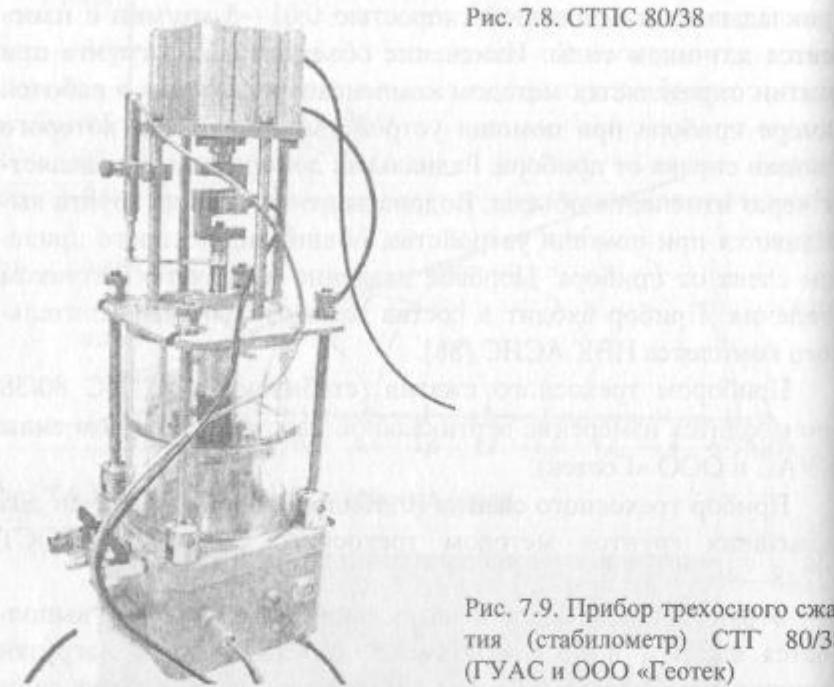


Рис. 7.8. СТПС 80/38

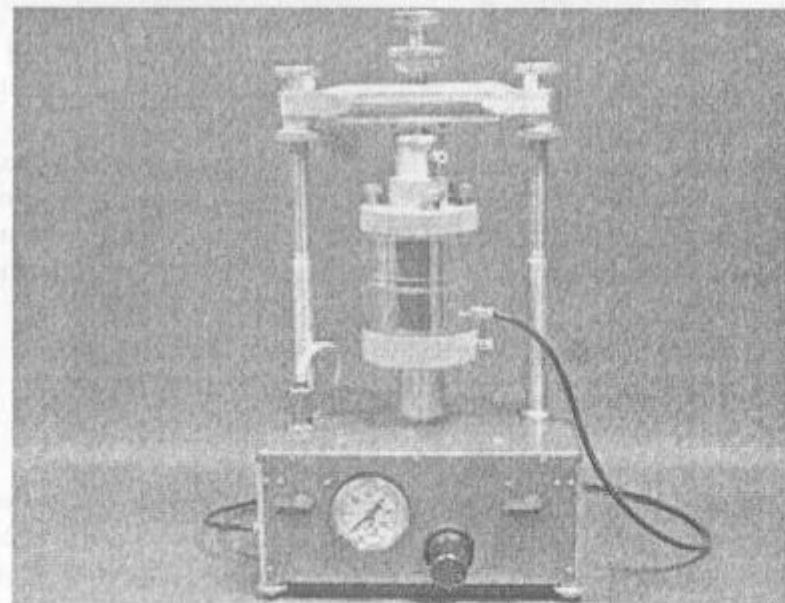


Рис. 7.9. Прибор трехосного сжатия (стабилометр) СТГ 80/38 (ГУАС и ООО «Геотек»)

Вертикальное нагружение образцов грунта выполняется сжатым воздухом. Боковое давление в рабочей камере может быть создано воздухом или жидкостью. Измерение бокового и порового давлений выполняется с использованием тензометрических датчиков давления. Диапазон измерения 0—600 кПа. Измерение вертикальной нагрузки выполняется с использованием датчика давления или датчика силы [88].

Прибор позволяет проводить испытания образцов грунта диаметром 38 мм и 50 мм по следующим схемам:

- неконсолидированно-недренированные испытания;
- консолидированно-недренированные испытания;
- консолидировано-дренированные испытания.

Масса прибора — 31 кг. Размеры — 250×250×700 мм.

Стабилометр с ручным нагружением (рис. 7.10) предназначен для испытания грунтов методом трехосного сжатия и определения характеристик прочности и деформируемости грунтов в

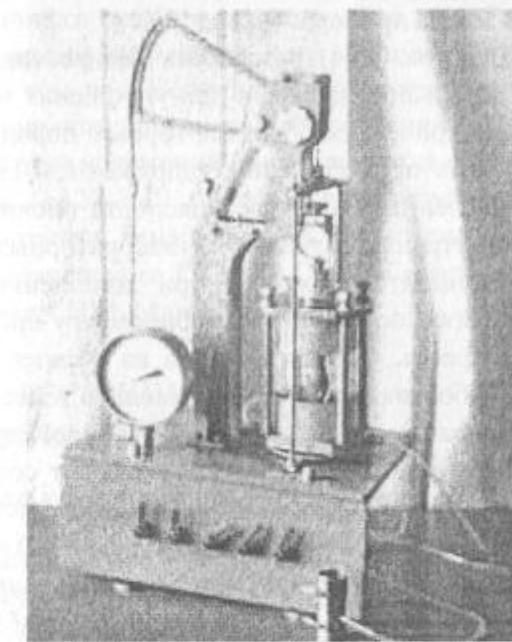


Рис. 7.10. Стабилометр с ручным нагружением (ГУАС и ООО «Геотек»)

соответствии с ГОСТ 12248—96 в ручном режиме управления нагружением.

Прибор позволяет проводить испытания образцов грунта диаметром 38 мм по следующим схемам: неконсолидированно-недренированные испытания; консолидированно-недренированные испытания; консолидированно-дренированные испытания. Вертикальная нагрузка на образец грунта прикладывается через рычаг мерными грузами.

Боковое давление в рабочей камере стабилометра создается сжатым воздухом до 600 кПа и измеряется образцовым манометром.

Радиальная информация измеряется при помощи тензометрического датчика в центральной части образца грунта. Контроль радиальной деформации выполняется при помощи тензоусилителя с цифровым выходом.

Вертикальная деформация измеряется индикатором часового типа ИЧ-10. Масса прибора — 45 кг.

Во ВНИМИ (рис. 7.11) разработан безнасосный стабилометр БВ23, который предназначен для упрощения и ускорения испытаний цилиндрических образцов горных пород и искусственных материалов при объемном напряженном состоянии, а также для определения показателей паспорта прочности (цепления и угла внутреннего трения) в лабораторных условиях. Образец устанавливается в камеру при заполненных рабочей жидкостью полостях, после чего к стабилометру прикладывается нагрузка от пресса. Осевая нагрузка на образец передается через плунжер, а боковая создается с помощью телескопических поршней, сжимающих при нагружении стабилометра рабочую жидкость. Конструкция стабилометра позволяет создавать при испытаниях осевое и боковое давления от одного источника нагрузки — пресса с рабочим усилием не менее 4000 кН — и выбирать необходимое соотношение между этими давлениями.

Необходимо отметить, что современные приборы имеют ряд преимуществ перед их предшественниками:

- приборы имеют метрологическую аттестацию;

Техническая характеристика

Размеры испытываемого образца, мм — 42 × 90

Давление на образец, МПа:

осевое — 1+250

боковое — 1+40

Габаритные размеры стабилометра, мм —

220 × 500

Масса стабилометра, кг — 50

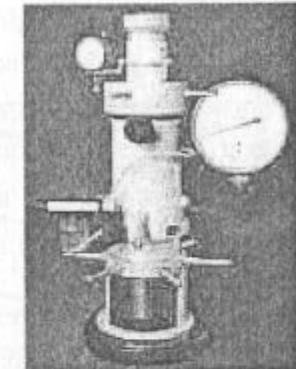


Рис. 7.11. Безнасосный стабилометр БВ23

- испытания проводятся в автоматическом режиме под управлением персональной ЭВМ;
- данные измерений отображаются на экране компьютера в ходе испытаний;
- результаты испытаний представляются в виде журнала и графиков с использованием специальной программы;
- в отличие от прибора прямого среза в приборе трехосного сжатия возможны испытания при различных траекториях нагрузения (в том числе сжатия или расширения) и с созданием условий начального напряженного состояния;
- результаты испытаний представляются графически.

На рис. 7.12—7.13 представлены результаты испытаний глинистого грунта ненарушенной структуры (по данным сотрудников Пензенского ГУАС и ООО «Геотек» И.Х. Идрисова, Г.Г. Болдырева, Н.И. Макридина).

7.2. КОМПРЕССИОННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ГРУНТА

7.2.1. Метод компрессионного сжатия

Испытание грунта методом компрессионного сжатия по ГОСТ 12248—96 [51] проводят для определения следующих характеристик деформируемости: коэффициента сжимаемости m_0 , модуля деформации E , структурной прочности на сжатие p_{str} .

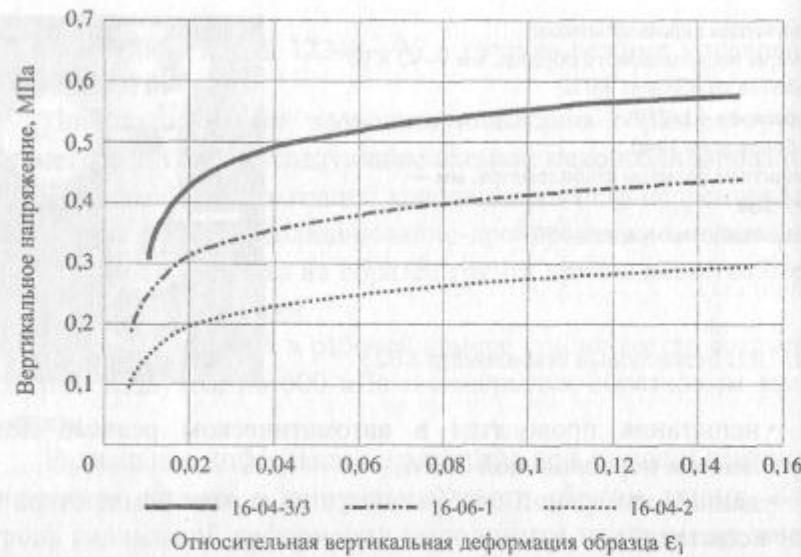


Рис. 7.12. Зависимость относительной вертикальной деформации от напряжения при различном боковом давлении, равном 100, 200 и 300 кПа

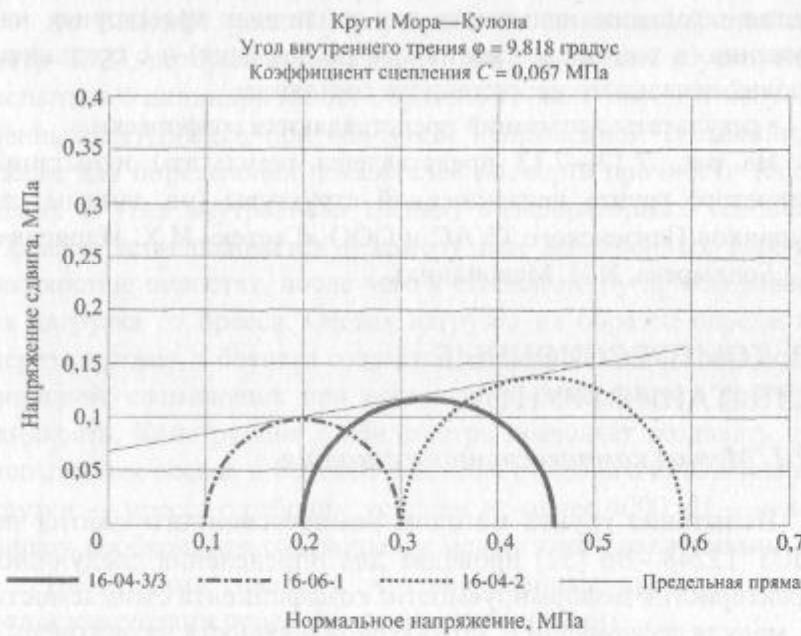


Рис. 7.13. Параметры прочности закона Мора—Кулонна

коэффициентов фильтрационной и вторичной консолидации c_v и c_a для песков мелких и пылеватых, глинистых грунтов с показателем текучести $I_L > 0,25$, органоминеральных и органических грунтов, относительного суффозионного сжатия ϵ_{sf} и начального давления суффозионного сжатия p_{sf} для засоленных (содержащих легко- и среднерасторимые соли) песков (кроме гравелистых), супесей и суглинков.

Эти характеристики определяют по результатам испытаний образцов грунта в компрессионных приборах (одометрах) или компрессионно-фильтрационных приборах (для определения характеристик суффозионного сжатия), исключающих возможность бокового расширения образца грунта при его нагружении вертикальной нагрузкой (см. рис. 7.2, б).

Результаты испытаний должны быть оформлены, как правило, в виде графиков зависимостей деформаций образца от нагрузки и их изменения во времени. Диапазон давлений, при которых проводят испытания, определяется в программе испытаний или принимается в пределах полуторного значения проектного давления на грунт.

Для испытаний используют образцы грунта ненарушенного сложения с природной влажностью или водонасыщенные или образцы нарушенного сложения с заданными значениями плотности и влажности.

Образец должен иметь форму цилиндра диаметром не менее 71 мм, с отношением высоты к диаметру 1:3,5.

Отмеченные характеристики деформирования отражают процесс сжатия грунта в результате изменения его объема. Различают собственно сжатие грунта и консолидацию грунта (рис. 7.14). На рис. 7.14, а показано уменьшение объема грунта за счет уменьшения объема пор, занятого воздухом, в процессе уплотнения изменения объема воды не происходит.

В процессе консолидации грунта объем воды в единице грунта (рис. 7.14, б) уменьшается вследствие ее отжатия (фильтрации) при действии внешней нагрузки и грунт уплотняется. Вследствие того, что вода медленно отжимается из порового пространства,

консолидация зависит от времени и продолжается длительное время. Консолидация подразделяется на первичную и вторичную. В процессе первичной консолидации уплотнение грунта сопровождается уменьшением объема пор вследствие отжатия воды, что характеризуется уменьшением порового давления от максимального до нулевого. Вторичная консолидация обусловлена деформацией самих твердых частиц грунта.

На рис. 7.15 показана модель грунта, предложенная проф. К. Терцаги. Скелет грунта (твёрдые частицы) представлен в виде пружины, которая находится в воде в объеме цилиндра. Сжатие пружины и отток воды происходят при движении поршия. В начальный момент времени, когда кран закрыт, перемещение поршия отсутствует и вся нагрузка воспринимается пружиной и водой. Если теперь открыть кран, то вода начнет отжиматься, давление в воде будет уменьшаться, а пружина сжиматься.



Рис. 7.14. Сжатие и консолидация грунта

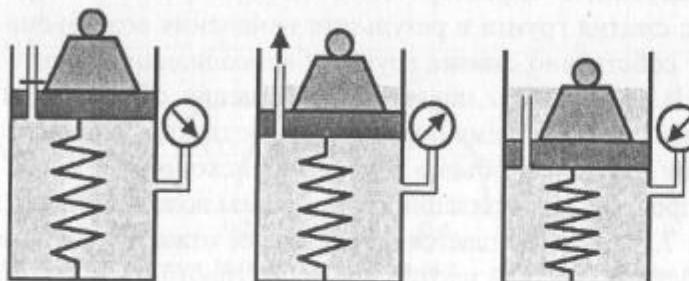


Рис. 7.15. Модель водонасыщенного грунта

Поршень опустится на какую-то величину. Чем жестче пружина, тем меньше переместится поршень или уплотнится грунт. Поэтому жесткость грунта влияет на величину осадки консолидации. Размер диаметра крана определяет скорость отжатия воды. Чем меньше диаметр отверстия (пор), тем медленнее будет процесс сжатия грунта. Полные напряжения в грунте являются суммой эффективных напряжений и порового давления:

$$\sigma = \sigma_z + u, \quad (7.1)$$

сжатие грунта происходит только за счет действия эффективных напряжений, так как поровое давление вызывает только напор в грунтовой воде и приводит к ее фильтрации. В начальный момент приложения внешней нагрузки полное давление равно поровому давлению вследствие малой сжимаемости грунтовой воды (рис. 7.16) и эффективное напряжение определяется

$$\sigma_z = \sigma - u. \quad (7.2)$$

По мере оттока воды давление (кривая 2) в ней падает, а эффективные напряжения (кривая 1, рис. 7.16) увеличиваются. При завершении первичной (фильтрационной) консолидации поровое давление будет практически равно нулю, а эффективные напряжения равны полным (кривая 3).

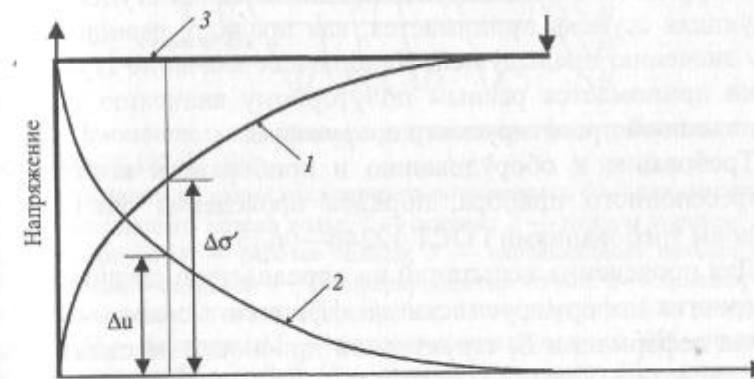


Рис. 7.16. Изменение порового давления и эффективных напряжений в грунте

7.2.2. Методика компрессионных испытаний

Компрессионные испытания выполняются в лабораторных условиях с образцами грунта нарушенной или ненарушенной структуры (ГОСТ 12248—96 [51]). Образец грунта помещается в стальное кольцо высотой 25 мм и диаметром 71 мм (60 см^2), что не допускает его деформации в боковом направлении. Образец нагружается или разгружается ступенями под действием вертикальной нагрузки, приложенной к жесткому штампу на поверхности образца грунта.

Компрессионно-фильтрационные испытания грунтов выполняют по схеме нисходящего или восходящего потока фильтрующей жидкости, а также при любых значениях градиента напора I при условии отсутствия механической суффозии. На рис. 7.17 приведены принципиальные схемы компрессионно-фильтрационных приборов по ГОСТ 12248—96 [51].

7.2.3. Оборудование для испытаний

В состав установки для испытания грунта в условиях компрессионного сжатия входят: компрессионный прибор (одометр), состоящий из рабочего кольца с внутренними размерами (рис. 7.18) и устройство нагружения (рис. 7.19) конструкции ООО «Геотек» [88].

Нагрузка на образец грунта прикладывается ступенями, последующая ступень принимается, как правило, равной удвоенному значению предыдущей. Наибольшее значение ступени нагрузки принимается равным полуторному значению давления под подошвой проектируемого сооружения.

Требование к оборудованию и приборам, к конструкции компрессионного прибора, порядок проведения опытов обусловлены требованиями ГОСТ 12248—96 [51].

Для проведения испытаний по определению следующих характеристик деформируемости: коэффициента сжимаемости m_0 , модуля деформации E , структурной прочности на сжатие p_{str} в ООО «Геотек» разработана автоматизированная программа ASIS GEOTEK.

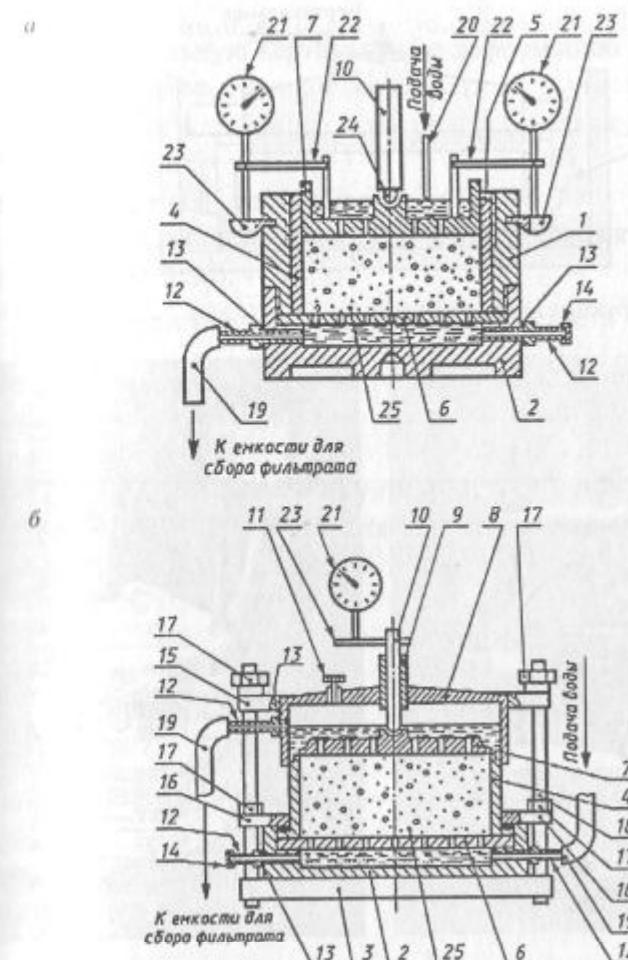


Рис. 7.17. Принципиальные схемы компрессионно-фильтрационных приборов по ГОСТ 12248—96:
 а — для испытаний по схеме нисходящего потока воды; б — для испытаний по схеме восходящего потока воды; 1 — корпус; 2 — поддон корпуса; 3 — основание корпуса; 4 — рабочее кольцо; 5 — направляющее кольцо; 6 — перфорированный вкладыш; 7 — перфорированный штамп; 8 — крышка; 9 — втулка; 10 — шток; 11 — спускная пробка; 12 — штуцер; 13 — резиновая прокладка; 14 — заглушка; 15 — прижимное кольцо верхнее; 16 — прижимное кольцо нижнее; 17 — гайка; 18 — стойка; 19 — шланг; 20 — стеклянная трубка; 21 — индикатор; 22 — держатель индикатора; 23 — опорная пятка индикатора; 24 — шарик; 25 — образец испытываемого грунта

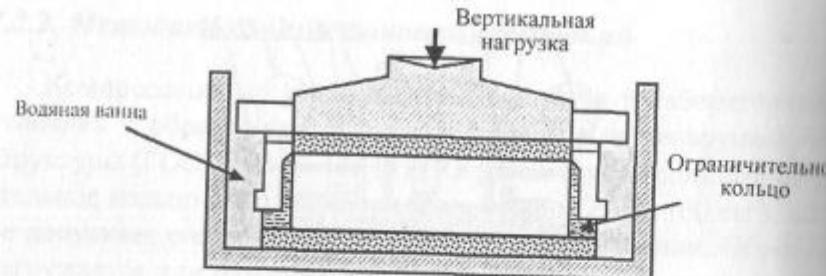


Рис. 7.18. Конструкция одометра

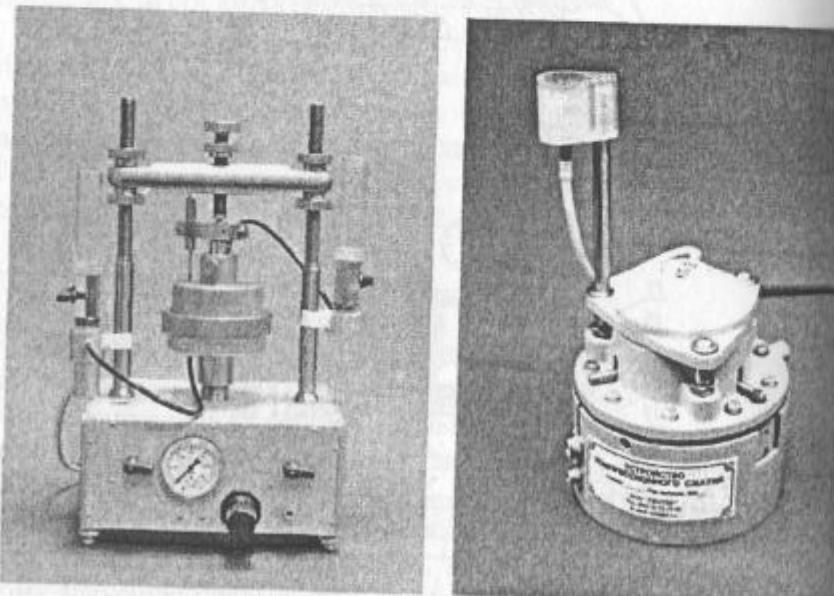


Рис. 7.19. Конструкция компрессионных приборов ООО «Геотек»

В процессе испытания ведут журнал, форма которого приведена в приложении А ГОСТ 12248—96 [51].

Для определения характеристик m_0 , E и p_{sat} по результатам испытания для каждой ступени нагружения вычисляют:

- абсолютную вертикальную стабилизированную деформацию образца грунта Δh , мм, как среднее арифметическое показаний измерительных приборов за вычетом поправки на деформацию компрессионного прибора Δ ;

* относительную вертикальную деформацию образца грунта по формуле

$$\epsilon_i = \Delta h / h_0, \quad (7.3)$$

h_0 — начальная высота образца, мм.

По вычисленным значениям строят график зависимости $\epsilon = f(p)$ (рис. 7.20).

Затем вычисляют коэффициенты пористости e_i грунта при давлениях p_i по формуле

$$e_i = e_0 - \epsilon_i (1 + e_0). \quad (7.4)$$

Коэффициент сжимаемости m_0 , МПа⁻¹, в заданном интервале давлений p_i и p_{i+1} вычисляют с точностью 0,001 МПа⁻¹ по формуле

$$m_0 = \frac{e_i - e_{i+1}}{p_{i+1} - p_i}, \quad (7.5)$$

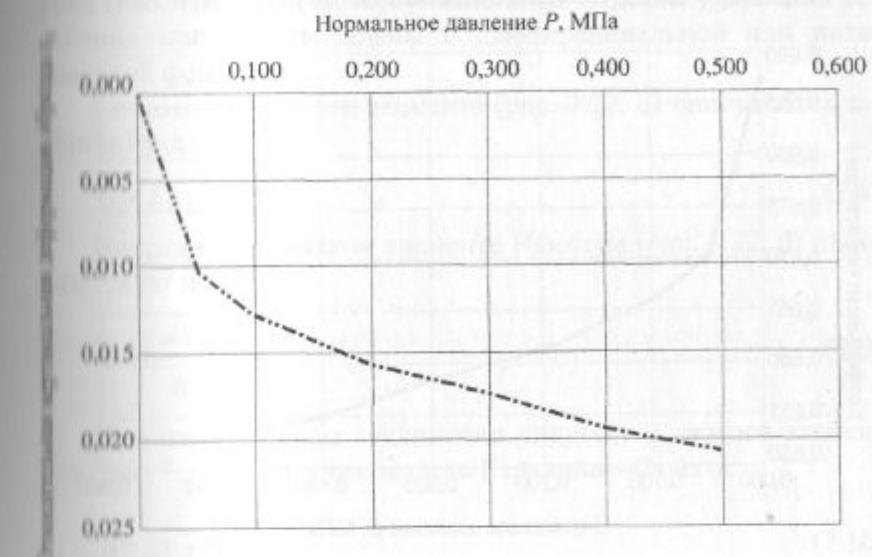


Рис. 7.20. Зависимость вертикальной деформации от давления

где ε_i , ε_{i+1} — коэффициенты пористости, соответствующие давлениям p_i и p_{i+1} .

Модуль деформации E , МПа, в интервале давлений p_i и p_{i+1} вычисляют с точностью 0,1 МПа по формуле

$$E = \frac{1 + e_0}{m_0} \beta, \quad (7.6)$$

где m_0 — коэффициент сжимаемости, соответствующий интервалу давления от p_i до p_{i+1} ; β — коэффициент, учитывающий отсутствие поперечного расширения грунта в компрессионном приборе и вычисляемый по формуле

$$\beta = 1 - \frac{2\nu^2}{1 - \nu}, \quad (7.7)$$

где ν — коэффициент поперечной деформации, определяемый по результатам испытаний в приборах трехосного сжатия.

Все отмеченные вычисления могут выполняться автоматически с использованием программы ASIS Report ООО «Геотек».

Примеры по вычислению приведены на рис. 7.20 и 7.21.

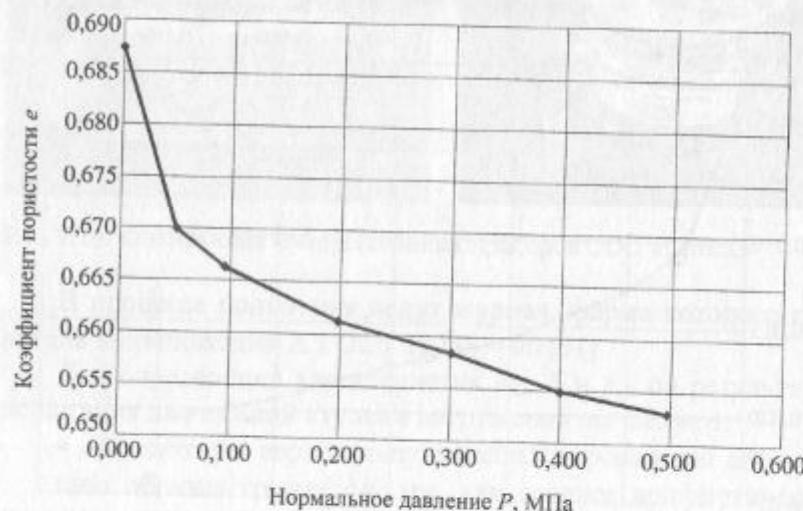


Рис. 7.21. Компрессионная кривая. Зависимость изменения коэффициента пористости от давления

7.3. ИЗУЧЕНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД

Глинистые породы обладают ярко выраженными реологическими свойствами, т.е. их прочность в значительной степени зависит от длительности воздействия нагрузки, предыстории нагружения материала. Напряженно-деформированное состояние нарушенного массива изменяется во времени, приближаясь к стабильному состоянию. Это означает, что показатели k и ρ не являются константами, а изменяются во времени. Поэтому исследование реологических свойств горных пород является важной научной и практической задачей.

7.3.1. Теоретические основы реологических исследований

Напряженно-деформированное состояние реальных материалов описывают при помощи различных моделей идеальных сред (рис. 7.22). Соответствующие этим моделям уравнения состояния могут быть заданы в дифференциальной или интегральной форме.

Состояние упругого элемента (рис. 7.22, а) описывается законом Гука:

$$\sigma = E\varepsilon. \quad (7.8)$$

Напряжения в вязком элементе Ньютона (рис. 7.22, б) изменяются по закону

$$\sigma = \eta \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (7.9)$$

При параллельном соединении упругого и вязкого элементов (рис. 7.22, в) получим модель Кельвина—Фойхта:

$$\sigma = E\varepsilon + \eta \frac{d\varepsilon}{dt}, \quad (7.10)$$

а при последовательном — модель Максвелла (рис. 7.22, г):

$$\sigma + n \frac{d\sigma}{dt} = \eta \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (7.11)$$

Комбинация упругого и вязкого элементов, изображенная на рис. 7.22, *d*, приводит к уравнению стандартного линейного тела:

$$\sigma + n \frac{d\sigma}{dt} = E\varepsilon + nH \frac{d\varepsilon}{dt}. \quad (7.12)$$

В общем виде уравнение состояния теории вязко-упругости имеет вид

$$a_0\sigma + \sum_{i=1}^n a_i \frac{d^i\sigma}{dt^i} = b_0\varepsilon + \sum_{j=1}^m b_j \frac{d^j\varepsilon}{dt^j}, \quad (7.13)$$

где a_i, b_j — постоянные материала.

В случае $\sigma = \text{const}$ общим решением данного уравнения относительно ε является сумма показательных функций.

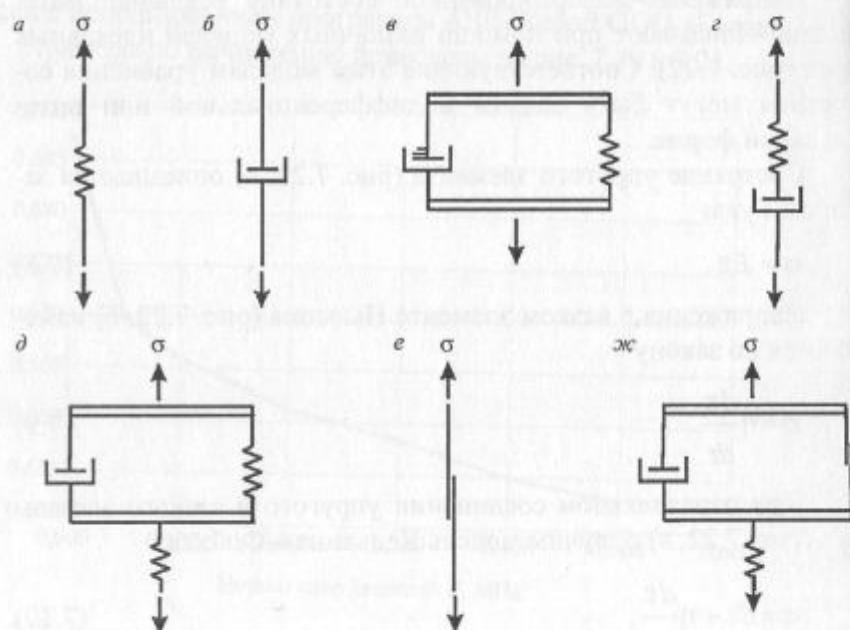


Рис. 7.22. Основные модели идеальных сред

Деформирование некоторых материалов существенно проявляется при напряжениях, равных пределу пластичности ($\sigma = \sigma_S$). Простейшей моделью таких материалов является элемент трения Кулона (рис. 7.22, *e*). Сочетая пластический элемент с вязким, можно отразить нелинейные свойства материала, их параллельное соединение (рис. 7.22, *ж*) приводит к простейшей вязко-пластической модели Шведова—Бингама:

$$\sigma = \sigma_S + \eta \frac{d\varepsilon}{dt}, (\sigma \geq \sigma_S). \quad (7.14)$$

Ползучесть различных материалов характеризуется определенной зависимостью деформации в данный момент времени от всей предыдущей истории деформирования материалов. Это свойство последних называют наследственностью, а теории, описывающие их механическое поведение, — теориями наследственных сред.

Закон линейного деформирования материалов, обладающих свойством наследственности, был предложен в 1874 г. Л. Больцманом, позднее математически развит В. Вольтерра в следующей форме [33]:

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left[\sigma(t) + \int_0^t L(t, \tau) \sigma(\tau) d\tau \right]. \quad (7.15)$$

Здесь $\varepsilon(t)$ и $\sigma(t)$ — деформация и напряжение, соответствующие рассматриваемому моменту времени t , отсчитываемому от момента начального нагружения тела; E — модуль упругости.

Под функцией $L(t, \tau)$, являющейся ядром этого интегрального уравнения, понимают некоторую характерную для данного материала функцию, которая отражает (наследует) влияние единичного напряжения $\sigma(\tau)$, действующего в единичный промежуток времени τ , на деформацию в момент t . Таким образом, интегральный член в уравнении (7.15) выражает влияние свойства наследственности материала на его деформацию в момент времени t , что позволяет определить полную деформацию, составленную мгновенной деформацией и деформацией ползучести.

Если действие нагрузки краткосрочно, то ползучесть материала не успевает проявиться, и в этом выражении сохраняется лишь первое слагаемое, что соответствует закону Гука.

Функция $L(t, \tau)$ имеет различное наименование: ядро последействия, функция влияния, ядро наследственности (ползучести), функция памяти [90].

Если ядро разностное $L(t, \tau) = L(t-\tau)$, т.е. уравнение (7.15) инвариантно относительно отсчета времени, что является типичным случаем теории наследственности Вольтерра, то при $\sigma(t) = \text{const} = \sigma$, $t-\tau = s$ (это не отразится на пределах интеграла) получим

$$\epsilon(t) = \frac{\sigma}{E} \left[1 + \int_0^t L(s) ds \right], \quad (7.16)$$

или, дифференцируя это выражение по времени,

$$\frac{d\epsilon}{dt} = \frac{\sigma}{E} L(t). \quad (7.17)$$

Из выражения (7.17) видно, что разностное ядро ползучести есть величина, пропорциональная скорости ползучести.

Разрешая уравнение (7.15) относительно напряжения $\sigma(t)$, получаем

$$\sigma(t) = E \left[\epsilon(t) - \int_0^t \varphi(t, \tau) \epsilon(\tau) d\tau \right]. \quad (7.18)$$

Для аналитического описания свойств материала уравнения (7.15) и (7.18) совершенно равносильны. При непосредственном опытном изучении процесса релаксации напряжения в материале, разумеется, удобно пользоваться уравнением (7.18). В таком случае $\varphi(t, \tau)$ физически рассматривается как ядро релаксации, а $L(t, \tau)$ — как резольвента этого ядра.

Параметры ядер интегральных уравнений определяются из длительных лабораторных испытаний горных пород на ползучесть.

Обращаясь к опыту изучения ползучести различных металлов, Л. М. Качанов [91] отмечает предпочтительность простых

формулировок уравнения ползучести. При этом имеются в виду, во-первых, трудности в определении коэффициентов или функций, содержащихся в сложных уравнениях, по ограниченным, как правило, опытным данным; во-вторых, характерный для явления ползучести большой разброс опытных данных.

Горные породы несравненно более неоднородны, нежели металлы и полимерные материалы, поэтому здесь оправдано применение простых уравнений, простейших видов двупараметрических ядер наследственности.

7.3.2. Проведение длительных испытаний образцов глинистых пород на стабилометре УСВ-2

Исследования реологии глинистых пород необходимо производить в условиях, максимально приближенных к условиям их работы в бортах карьеров. Такие условия могут быть созданы при лабораторных испытаниях в стабилометрах при длительном трехосном (объемном) сжатии образцов [51, 88].

Для выполнения лабораторных испытаний были отобраны образцы подрудных глин Тургайских карьеров на глубине 50—60 м.

Длительные испытания проводились на стабилометре УСВ-2 по ускоренной методике. Образец приводился в гидростатическое напряженное состояние ($\sigma_z = \sigma_{xy}$) и выдерживался до полной консолидации в течение 2—3 суток. Затем ступенями снижалась боковая нагрузка σ_{xy} и с помощью индикатора часового типа определялась вертикальная деформация h_z с точностью до 0,01 мм. Величина ступени снятия нагрузки принималась $(0,05+0,10)\sigma_z$. Каждая ступень боковой нагрузки выдерживалась до затухания деформаций. В качестве критерия затухания принималась скорость вертикальной деформации $dh_z/dt = 0,01$ мм/сут.

После разрушения образца испытывались подобные ему два образца — близнеца при той же вертикальной и двух фиксированных значениях боковой нагрузки. Первый образец испыты-

вался при боковой нагрузке, близкой к среднему значению предыдущих ступенчатых нагрузок, а второй — при боковой нагрузке, близкой к разрушающей.

В результате этих испытаний получаем три кривые — зависимости $\varepsilon_z - t$ (кривые 1—3) и одну кривую $\sigma_z - \sigma_{xy}$ (кривая 4, рис. 2.23). В координатах $\varepsilon_z - t$ имеем одну ступенчатую кривую и две кривых ползучести при фиксированных значениях σ_{xy} . По данным трех кривых, используя принцип подобия кривых ползучести, путем интерполяции строится кривая ползучести для любого значения σ_{xy} .

Переход от абсолютной вертикальной деформации λ_z к относительной ε_z осуществляется следующим образом:

$$\varepsilon_z = \frac{\lambda_z}{h_{\text{обр}}}, \quad (7.19)$$

где $h_{\text{обр}}$ — высота образца, м.

При проведении испытаний было выбрано четыре значения σ_z : 0,8; 1,2; 1,6 и 2,0 МПа, что соответствует глубинам H : 40, 60, 80 и 100 м. Для каждого значения σ_z проводится описанная выше серия из трех испытаний. Произведены испытания для трех значений σ_z : 1,2; 1,6 и 2,0 МПа.

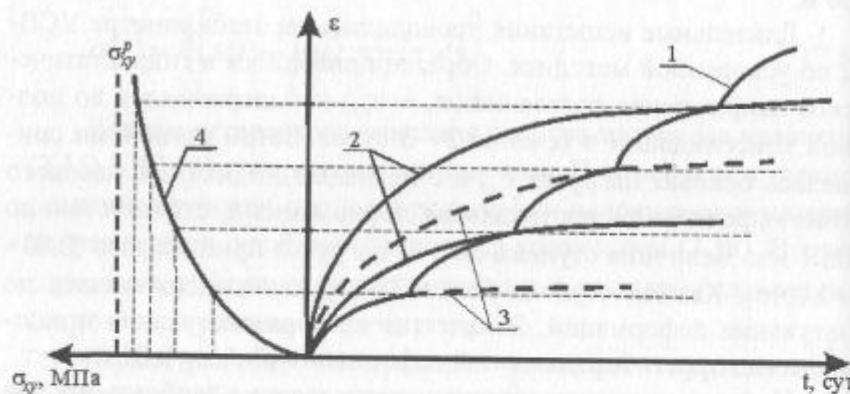


Рис. 7.23. Интерпретация испытаний горных пород на ползучесть методом «трех кривых»

При отработке экспериментальных данных путем интерполяции были построены кривые ползучести для каждой ступени боковой нагрузки (рис. 7.24—7.26).

Затем была выполнена аппроксимация каждой опытной кривой следующими аналитическими зависимостями:

- $\varepsilon = A + B \ln t$ — логарифмическая функция;
- $\varepsilon = A t^B$ — степенная функция;
- $\varepsilon = A + Bt + Ct^2 + Dt^3$ — кубическая парабола.

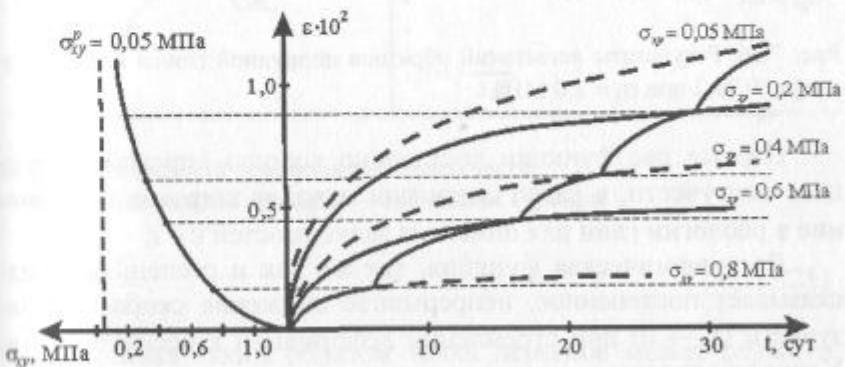


Рис. 7.24. Результаты испытаний образцов подрудной глины на стабилометре УСВ-2 при $\sigma_z = 1,2$ МПа

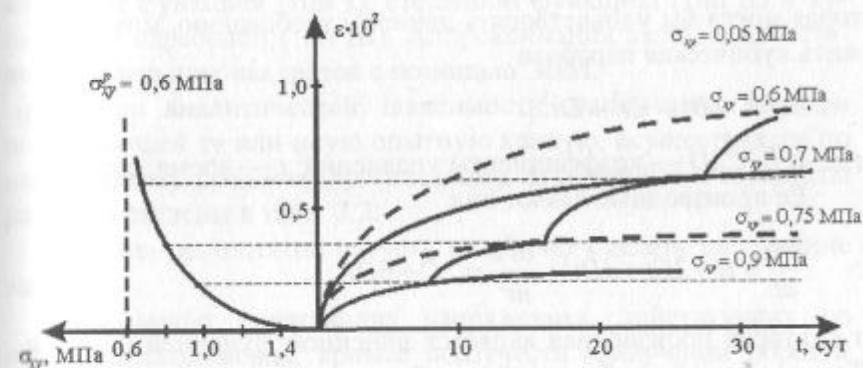


Рис. 7.25. Результаты испытаний образцов подрудной глины на стабилометре УСВ-2 при $\sigma_z = 1,6$ МПа

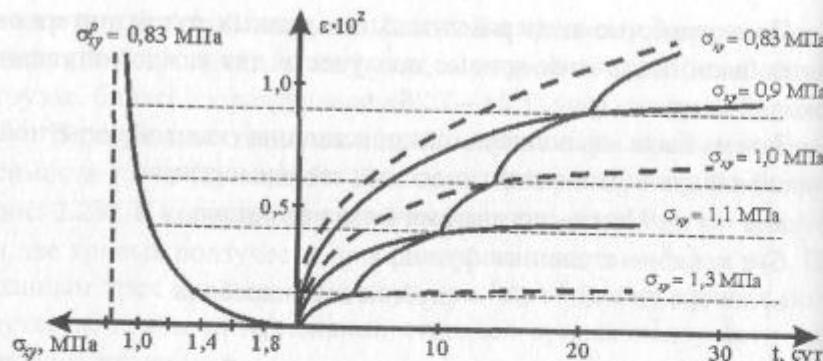


Рис. 7.26. Результаты испытаний образцов подрудной глины на стабилометре УСВ-2 при $\sigma_2 = 2,0$ МПа

Первые две функции достаточно хорошо описывают процесс ползучести, в связи с чем они находят широкое применение в реологии глин для описания зависимостей $\varepsilon - t$.

Логарифмическая функция, так же как и степенная, предсказывает постепенное, непрерывное снижение скорости ползучести ($\varepsilon \rightarrow 0$) при стремлении деформации к бесконечности. Удовлетворительно описывая ползучесть, данные функции между тем не дают никакой информации о том, в какой момент времени начинается процесс разрушения — переход в прогрессирующую, незатухающую стадию ползучести. Функцией, которая могла бы удовлетворять данному требованию, может служить кубическая парабола

$$\varepsilon = A + Bt + Ct^2 + Dt^3, \quad (7.20)$$

где A, B, C, D — коэффициенты уравнений; t — время, сут.

Ее производные имеют вид

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = B + 2Ct + 3Dt^2; \quad \frac{d^2\varepsilon}{dt^2} = 2C + 6Dt,$$

т.е. вторая производная является линейной функцией времени. Точка перегиба кубической параболы определяется из условия $\frac{d^2\varepsilon}{dt^2} = 0$, откуда абсцисса точки перегиба

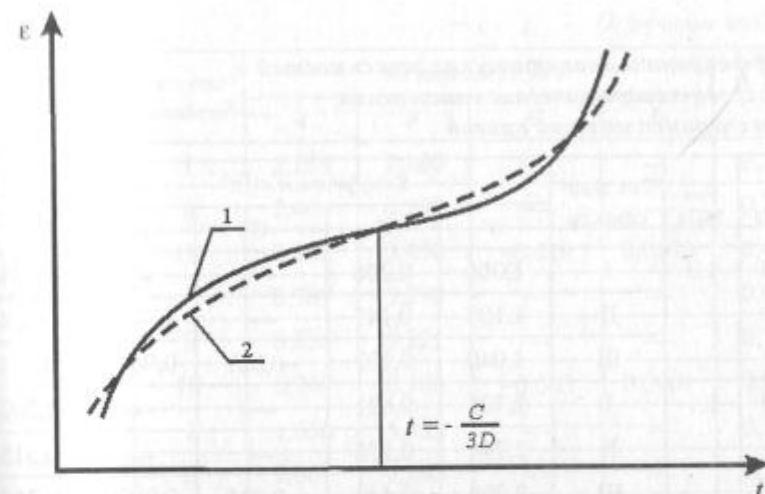


Рис. 7.27. Вид кривой незатухающей ползучести:
1 — экспериментальная кривая; 2 — кубическая парабола

$$t = -\frac{C}{3D}. \quad (7.21)$$

Найденная таким образом точка перегиба может служить оценкой времени начала разрушения (рис. 7.27).

Таким образом, каждая экспериментальная кривая аппроксимировалась тремя аналитическими зависимостями: логарифмической функцией (тип I), степенной функцией (тип II) и кубической параболой (тип III). Аппроксимация выполнена методом наименьших квадратов с помощью ЭВМ.

Выбор аналитической зависимости, наилучшим образом описывающей ту или иную опытную кривую, осуществлялся по наименьшему среднеквадратическому отклонению. Результаты расчетов сведены в табл. 7.2.

Анализ результатов расчета позволяет сделать следующие выводы.

При малых сдвигающих напряжениях, действующих по площадке скольжения, кривые ползучести наилучшим образом аппроксимируются кривыми I и II, которые характеризуют затухающий процесс, хотя следует отметить, что кривая III дает достаточно хорошее приближение. При увеличении сдвигающих

Таблица 7.2

Коэффициенты аналитических зависимостей и их среднеквадратические отклонения от экспериментальной кривой

| σ_z , МПа | σ_{xy} , МПа | Тип зависи- мости | Коэффициент, $\times 10^3$ | | | | $\sigma, \times 10^3$ |
|---------------------|------------------------|----------------------|----------------------------|-------|--------|--------|-----------------------|
| | | | A | B | C | D | |
| 2,0 | 1,3 | I | 1,086 | 0,206 | — | — | 0,101 |
| | | II | 1,108 | 0,147 | — | — | 0,084 |
| | | III | 1,040 | 0,102 | -0,007 | 0,0002 | 0,084 |
| 2,0 | 1,1 | I | 2,705 | 0,621 | — | — | 0,202 |
| | | II | 2,744 | 0,176 | — | — | 0,315 |
| | | III | 2,299 | 0,440 | -0,035 | 0,0009 | 0,259 |
| 1,0 | | I | 3,908 | 0,711 | — | — | 0,237 |
| | | II | 3,9945 | 0,146 | — | — | 0,364 |
| | | III | 3,422 | 0,493 | -0,036 | 0,0009 | 0,222 |
| 0,9 | | I | 5,763 | 1,235 | — | — | 0,304 |
| | | II | 5,855 | 0,165 | — | — | 0,516 |
| | | III | 5,001 | 0,813 | -0,058 | 0,0015 | 0,210 |
| 0,83 | | I | 6,371 | 1,763 | — | — | 1,242 |
| | | II | 6,676 | 0,190 | — | — | 0,860 |
| | | III | 6,474 | 0,578 | -0,028 | 0,0007 | 0,100 |
| 1,6 | 0,9 | I | 1,075 | 0,273 | — | — | 0,159 |
| | | II | 1,088 | 0,193 | — | — | 0,202 |
| | | III | 0,896 | 0,199 | -0,016 | 0,0005 | 0,189 |
| 0,75 | | I | 1,287 | 0,733 | — | — | 0,071 |
| | | II | 1,391 | 0,323 | — | — | 0,314 |
| | | III | 0,958 | 0,420 | -0,028 | 0,0007 | 0,142 |
| 0,7 | | I | 1,732 | 0,946 | — | — | 0,349 |
| | | II | 1,932 | 0,290 | — | — | 0,187 |
| | | III | 1,675 | 0,330 | -0,014 | 0,0002 | 0,275 |

Окончание табл. 7.2

| σ_z , МПа | σ_{xy} , МПа | Тип зависи- мости | Коэффициент, $\times 10^3$ | | | | $\sigma, \times 10^3$ |
|---------------------|------------------------|----------------------|----------------------------|-------|--------|--------|-----------------------|
| | | | A | B | C | D | |
| 0,6 | | I | 2,273 | 1,160 | — | — | 0,348 |
| | | II | 2,499 | 0,287 | — | — | 0,343 |
| | | III | 2,162 | 0,436 | -0,019 | 0,0003 | 0,459 |
| 1,2 | 0,8 | I | 0,709 | 0,298 | — | — | 0,064 |
| | | II | 0,826 | 0,221 | — | — | 0,114 |
| | | III | 0,740 | 0,106 | -0,005 | 0,0001 | 0,054 |
| 0,5 | | I | 1,656 | 0,822 | — | — | 0,185 |
| | | II | 2,007 | 0,240 | — | — | 0,327 |
| | | III | 1,817 | 0,264 | -0,010 | 0,0001 | 0,059 |
| 0,2 | | I | 1,654 | 1,585 | — | — | 0,195 |
| | | II | 3,115 | 0,235 | — | — | 0,357 |
| | | III | 3,928 | 0,152 | -0,002 | 0,0001 | 0,080 |
| 0,05 | | I | 0,455 | 2,363 | — | — | 1,126 |
| | | II | 3,098 | 0,290 | — | — | 0,951 |
| | | III | 4,373 | 0,178 | -0,002 | 0,0001 | 0,832 |

напряжений, увеличении разности $\sigma_z - \sigma_{xy}$ наблюдается тенденция к улучшению аппроксимации кубической параболой, особенно при приближении сдвигающих напряжений к разрушающим значениям.

Геометрическое подобие кривых ползучести позволяет описать скорость деформации ползучести при помощи функции вида

$$\dot{\epsilon}_n = B(t) \cdot \sigma^n, \quad (7.22)$$

где $B(t)$ — положительная убывающая функция времени, отсчитываемая от начала процесса ползучести, асимптотически стремящаяся к предельному значению $B(\infty)$; m — показатель степени, определяемый опытным путем.

Таблица 7.3

Значения коэффициентов $B(\infty)$ и m

| $\sigma_z - \sigma_{z_0}$, МПа | $B(\infty)$, мм/сут | m |
|---------------------------------|----------------------|------|
| Опыт 1 | | |
| 0,70 | 0,066 | 1,90 |
| 1,00 | 0,100 | 4,77 |
| 1,10 | 0,200 | 15,8 |
| Опыт 2 | | |
| 0,70 | 0,081 | 3,30 |
| 0,85 | 0,108 | 3,81 |
| 0,90 | 0,150 | 16,3 |
| Опыт 3 | | |
| 0,40 | 0,039 | 0,92 |
| 0,70 | 0,065 | 1,95 |
| 1,00 | 0,200 | 9,93 |

Из обработки результатов испытаний образцов глин Тургайского месторождения [3] получены некоторые значения $B(\infty)$ и коэффициента m (табл. 7.3).

Резкое увеличение коэффициента m при возрастании нагрузки свидетельствует о переходе ползучести в прогрессирующую стадию и разрушении образца.

Интегрируя по времени уравнение (7.22) от 0 до t , получим

$$\varepsilon_n = \int_0^t \sigma^m B(t) dt, \quad (7.23)$$

в случае $\sigma = \text{const}$

$$\varepsilon_n = \sigma^m \int_0^t B(t) dt. \quad (7.24)$$

Введем обозначение

$$\Omega(t) = \int_0^t B(t) dt. \quad (7.25)$$

Функция $\Omega(t)$ есть положительная, монотонно возрастающая функция времени. При больших значениях t для установившейся ползучести функция $\Omega(t)$ является линейной функцией времени, а для затухающей ползучести $\Omega(t) = \Omega(\infty) = \text{const.}$

Предположим, что скорость деформации ползучести при плавных изменениях напряжения описывается уравнением (2.32) и напряжение не превышает предела упругости, тогда полная скорость деформации

$$\dot{\varepsilon} = \dot{\varepsilon}_y + \dot{\varepsilon}_n, \quad (7.26)$$

где $\dot{\varepsilon}_y$ — упругая составляющая скорости деформации; $\dot{\varepsilon}_n$ — пластическая составляющая скорости деформации.

Так как $\varepsilon_y = \sigma/E$, то $\dot{\varepsilon}_y = \dot{\sigma}/E$, и полная скорость деформации

$$\dot{\varepsilon} = B(t)\sigma^m + \dot{\sigma}/E. \quad (7.27)$$

Большие упрощения в расчеты могут быть внесены путем линеаризации описания процесса ползучести и введения понятия о начальном скачке деформаций.

Рассмотрим две кривые установившейся ползучести (рис. 7.28).

Заменим истинную кривую ползучести ломаной, полученной при продолжении до оси деформаций ε наклонной асимптоты соответствующей кривой. Обозначим $\Delta\varepsilon$ отрезок, который она отсекает на вертикальной оси ε . Деформации в любой момент времени установившейся ползучести можно определить как

$$\varepsilon_n = \Delta\varepsilon + t \operatorname{tg} \beta.$$

Величина «начального скачка» для каждого значения напряжения является функцией напряжения, так же как и величина $\operatorname{tg} \beta$, т.е.

$$\Delta\varepsilon = \varphi(\sigma); \operatorname{tg} \beta = \psi(\sigma).$$

Тогда полная деформация

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E} + \varphi(\sigma) + t \psi(\sigma). \quad (7.28)$$

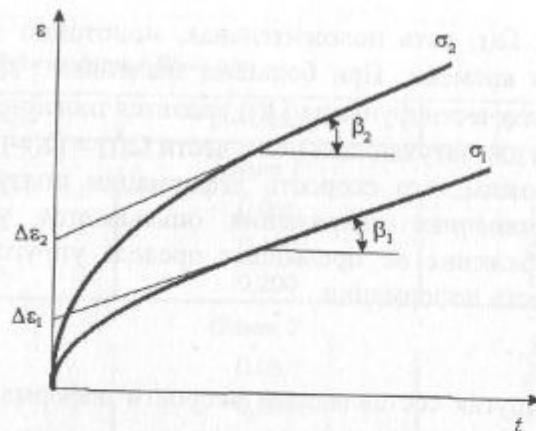


Рис. 7.28. Схема линеаризации кривых ползучести

Построение и решение уравнений реологического состояния в случае сложного (объемного) напряженного состояния является сложной задачей в силу нелинейности всех вариантов гипотез ползучести, поэтому линеаризация описания процесса ползучести может внести большие упрощения в расчеты.

8. НАТУРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД

8.1. ПОКАЗАТЕЛИ СОПРОТИВЛЕНИЯ СДВИГУ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

Наиболее достоверные значения прочностных характеристик пород определяются в натурных условиях при проведении испытаний породных призм, нарезанных непосредственно в массиве. Натурные испытания чаще всего проводят на глинистых породах. Проведение таких работ на более прочных породах сопряжено с большими трудностями и требуют специальных приборов и механизмов.

В практике существуют различные схемы натурных испытаний породных призм на срез с использованием систем гидродомкратов (гидроподушек). Нарезка призм осуществляется с помощью штыковых лопат, долотьев, перфораторов и зависит от типа испытываемых пород. Сдвиг подготовленной породной призмы производится оттарированными гидродомкратами. При сдвиге породной призмы по манометру гидродомкрата фиксируют максимальное усилие Q_{\max} , возникающее при срезе, и минимальное Q_{\min} при ее перемещении по поверхности сдвига. Замер линейных и угловых параметров производится рулеткой и горным компасом.

При обработке результатов испытаний породных призм вычисляется площадь поверхности среза S , фактическое сдвигающее усилие Q_{\max} и Q_{\min} через коэффициент тарировки гидродомкрата и массу срезанной породной призмы P . Используя полученные данные полевых измерений и вычислений, находят касательные τ и нормальные σ_N напряжения и производят по-

строение паспорта прочности пород, откуда графически определяют сцепление k и угол внутреннего трения ρ . В отдельных случаях значения k и ρ вычисляют непосредственно по данным натурных испытаний по разработанным формулам [3, 5, 6].

На основе проведенного анализа существующих схем среза породных призм на карьерах [3, 5—7] выбраны наиболее распространенные схемы, приведенные ниже.

Схема испытаний породных призм путем плоского среза (рис. 8.1) используется при нарезке призм на берме или земной поверхности с оконтурированием ее с четырех сторон. При этом происходит плоский срез породной призмы, а возникающие напряжения вычисляются по формулам:

$$\sigma_N = \frac{P}{S}; \tau = \frac{Q_{\max}}{S}, \quad (8.1)$$

где P — вес призмы, Н; S — площадь поверхности сдвига, m^2 ; Q_{\max} — максимальное сдвигающее усилие, Н.

Недостаток данной схемы — неизменность нормальных напряжений по поверхности сдвига. Определяется лишь коэффициент сцепления породы через известную величину угла внутреннего трения по формуле

$$k = \frac{Q_{\max} - P \cdot \operatorname{tg}\rho}{S}. \quad (8.2)$$

Схема испытаний путем косого среза (рис. 8.2) применяется при нарезке породной призмы на дне шурфа или в основании откоса. При сдвиге происходит косой срез, а напряжения по поверхности сдвига вычисляются по формулам

$$\sigma_N = \frac{(Q_{\max} \cdot \cos\beta + P \cdot \cos\delta)}{S}; \tau = \frac{(Q_{\max} \cdot \sin\beta - P \cdot \sin\delta)}{S}. \quad (8.3)$$

Для данной схемы при известной величине угла внутреннего трения породы значение сцепления находится по формуле

$$k = \frac{Q_{\max} \sin\beta - P \cdot \sin\delta}{S} - \left[\frac{(Q_{\max} \cos\beta + P \cos\delta)}{S} \right] \operatorname{tg}\rho. \quad (8.4)$$

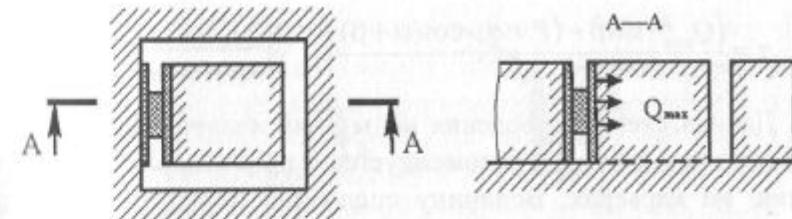


Рис. 8.1. Натурные испытания горных пород путем плоского среза

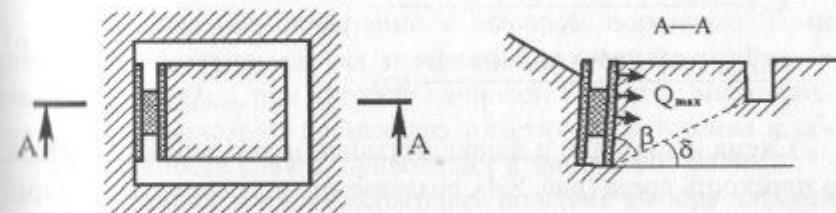


Рис. 8.2. Косой срез породной призмы

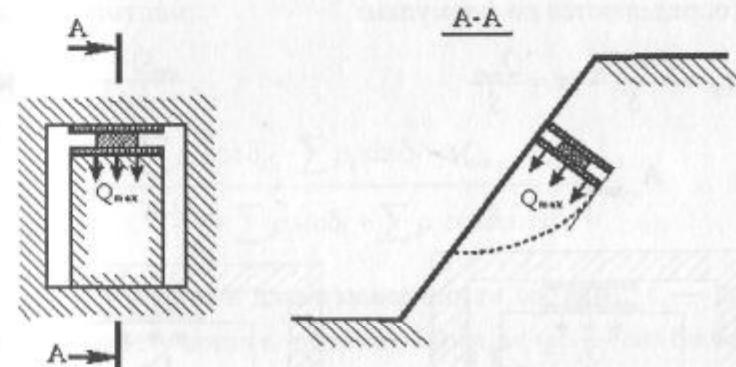


Рис. 8.3. Косой срез в основании откоса

Косой срез породной призмы в основании откоса (рис. 8.3) реализуется в основании откоса уступа. Напряжения в сдвигаемой призме определяются с учетом веса гидродомкрата с металлическими плитами q :

$$\sigma_N = \frac{(Q_{\max} \cdot \cos\beta + (P + q) \cdot \sin(\alpha + \beta))}{S};$$

$$\tau = \frac{(Q_{\max} \cdot \sin \beta - (P + q) \cdot \cos(\alpha + \beta))}{S}. \quad (8.5)$$

Данная схема проведения испытаний является более удобной и по возможности рекомендуется к широкому ее использованию на карьерах. Величину сцепления пород по аналогии можно вычислить из выражения

$$k = \frac{Q_{\max} \sin \beta - (P + q) \cos(\alpha + \beta)}{S} - \frac{Q_{\max} \cos \beta + (P + q) \sin(\alpha + \beta)}{S} \operatorname{tg} \rho. \quad (8.6)$$

Схема испытаний с дополнительной нормальной нагрузкой на плоскость среза (рис. 8.4), создаваемой вторым гидродомкратом либо грузом, позволяет строить паспорта прочности пород и определять из них значения k и ρ . Напряжения по плоскости среза определяются по формулам:

$$\sigma_N = \frac{P + Q_N}{S}; \tau = \frac{Q_{\max}}{S}. \quad (8.7)$$

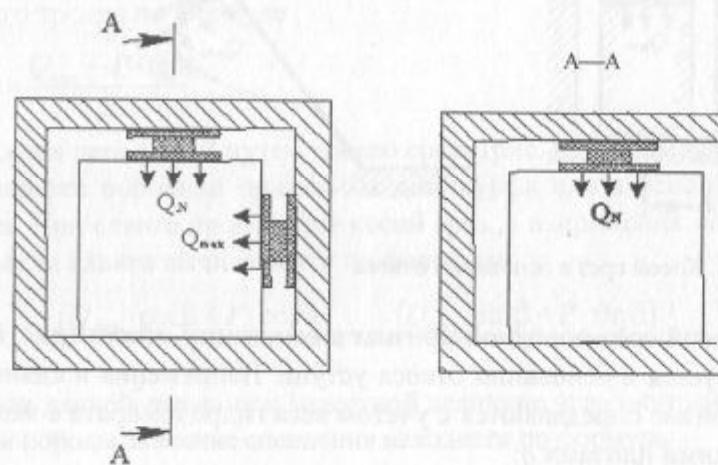


Рис. 8.4. Сдвиг породной призмы с дополнительной нормальной нагрузкой

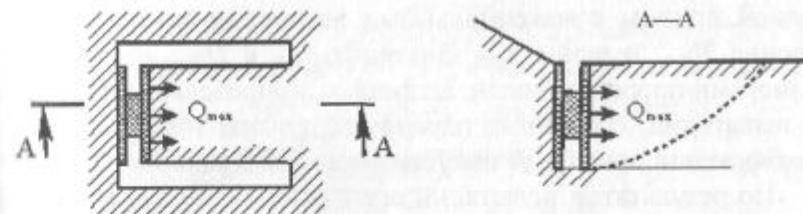


Рис. 8.5. Выпор породного блока

При проведении испытаний с выпором породного блока (рис. 8.5) регистрируют два значения сдвигающего усилия — максимальное Q_{\max} , при котором начинается сдвиг, и минимальное Q_{\min} , при котором происходит пластическое течение в области поверхности сдвига, приводящее к выпиранию блока.

Проведение натурных испытаний по схеме выпора плоской породной призмы позволяет определить из одного опыта значения коэффициента сцепления k и угла внутреннего трения ρ породы по формулам:

$$k = \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{bL},$$

$$\operatorname{tg} \rho = \frac{\frac{Q_{\max}}{P} \sum p_i \cos \delta_i - \sum p_i \sin \delta_i - (Q_{\max} - Q_{\min})}{\frac{Q_{\max}}{P} \sum p_i \sin \delta_i + \sum p_i \cos \delta_i}, \quad (8.8)$$

где $L = \sum \ell_i$ — общая длина поверхности среза, м; ℓ_i — длина дуги поверхности среза в пределах блока, м; p_i — вес блока, Н; δ_i — угол наклона поверхности среза в пределах блока.

Схема испытаний с одной прорезной щелью (рис. 8.6) реализуется при подготовке породной призмы в откосе уступа или на берме. При создании гидродомкратом горизонтального давления в массиве образуется напряженная область, которую по форме можно принять за эллипсоид деформации. Деформирование рассматриваемой области аналогично процессам, происходящим при вывалах части массива горных пород на откосах от действия внешней нагрузки. При достижении максимального сдвигающего усилия Q_{\max} происходит выпирание объемной по-

родной призмы с максимальными размерами по высоте c_{\max} , ширине $2b_{\max}$ и длине a_{\max} . Значения c_{\max} и $2b_{\max}$ обусловлены размерами прорезной щели, а длина a_{\max} определяется в процессе испытаний. Названные параметры призмы можно в первом приближении принять за полуоси трехосного эллипсоида.

По результатам испытаний сцепление k с достаточной точностью может быть определено по формуле

$$k = \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{S}, \quad (8.9)$$

а угол внутреннего трения определяется аналогично схеме выпора породного блока с тремя прорезными щелями по формуле (8.8).

На практике натурные испытания по определению прочностных свойств горных пород заключаются в нарезке породных призм на рабочих площадках карьера и их сдвиге с помощью гидродомкрата. Нарезка породных призм осуществляется одним из способов, в зависимости от имеющегося оборудования на горном предприятии, например, буровым станком типа БТС-150, окончательное их оформление выполняется с использованием штыковых лопат, ломов и т.п. (рис. 8.7, 8.8).

Сдвиг подготовленной породной призмы осуществляется гидродомкратом, подключенным к гидравлической системе бурового станка (рис. 8.7) или специальной гидравлической установке (рис. 8.8). Для первого случая гидродомкрат, снабженный манометром, сконструирован из двух соединенных между собой гидравлических стоек (рис. 8.9).

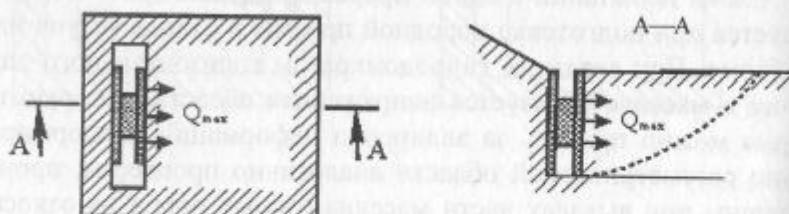


Рис. 8.6. Выпор породного блока с одной прорезной щелью

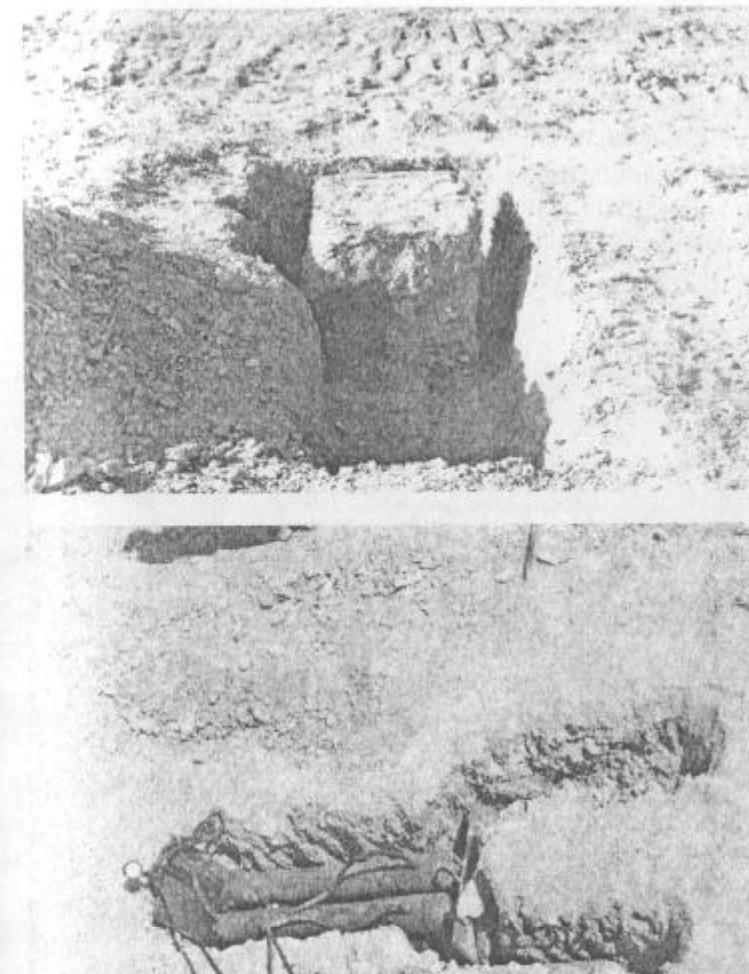


Рис. 8.7. Подготовленные к испытаниям породные призмы:
а — для плоского среза; б — для косого среза

Создание давления в гидравлической системе стоек осуществлялось гидравлической системой работающего БТС-150. При этом по манометру фиксируется максимальное усилие Q_{\max} , соответствующее срезу породной призмы, и минимальное Q_{\min} , необходимое для преодоления силы трения при перемещении призмы. Замер линейных и угловых параметров сдвинутой по-

родной призмы осуществлялся рулеткой и горным компасом. После сдвига породной призмы отбираются пробы для определения плотности и влажности пород.

Дальнейшая обработка результатов испытаний породных призм, в зависимости от принятой схемы сдвига, осуществляется по методике, описанной выше. Из результатов испытаний породных призм вычисляется сцепление k , при этом угол внутреннего трения ρ определяется в лабораторных условиях. Сдвигу



Рис. 8.8. Подготовленные призмы для сдвига на Качарском карьере

244

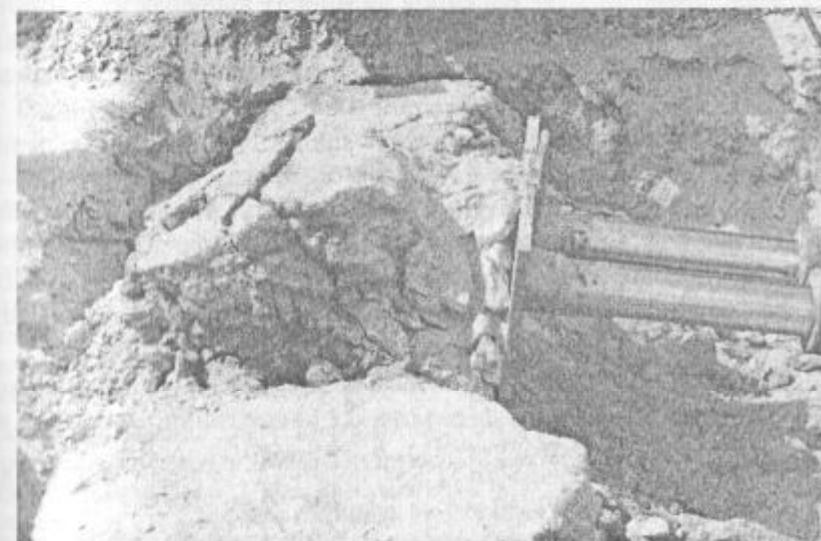
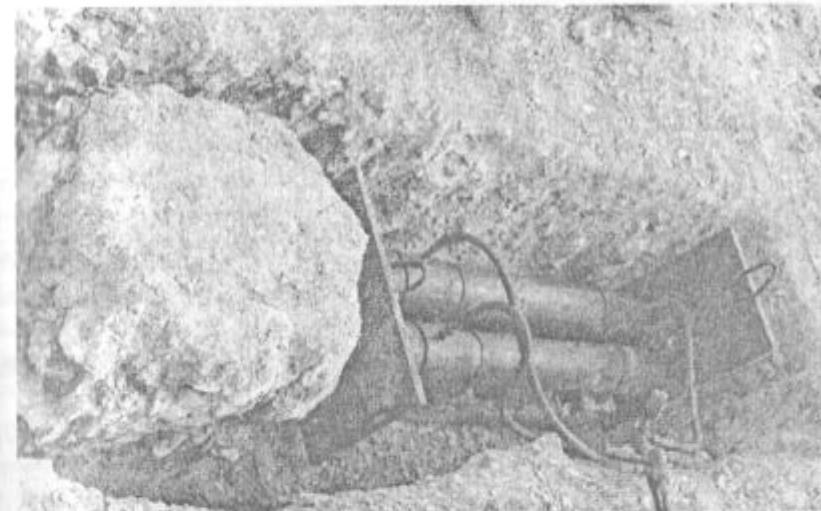


Рис. 8.9. Состояние породной призмы:
а — до сдвига; б — после сдвига

предшествует обязательное описание породных призм. Например, описание одной из сдвиговых призм, подготовленных к испытанию, приведено ниже и на рис. 8.10.

Таблица 8.2

Результаты натурных испытаний глинистых пород Түргайского месторождения на сдвиг

| Разновидности пород | Место испытания | Угол внутреннего трения ρ , градус | Сцепление k , МПа (среднее/гарантирован.) |
|---|--|---|---|
| Неогеновые гипсоносные глины (значения ρ принимались по результатам лабораторных испытаний) | В зоне выветривания ($H < 3,5$ м) | 12 | 0,043 / 0,035 |
| | В массиве | 12 | 0,0115 / 0,113 |
| Пестроцветные глины | В массиве | 15 | 0,087 / 0,075 |
| Пестроцветные огнеупорные глины | В массиве | 21 | 0,122 / 0,100 |
| Бокситоподобные глины | В массиве | 18 | 0,127 / 0,106 |
| | По контакту | 18 | 0,044 / 0,038 |
| Подрудные глины | По потенциальным поверхностям разрушения | 15 | 0,054 / 0,041 |
| | В массиве | 15 | 0,113 / 0,080 |
| Гипсоносные, неогеновые пестроцветные и бокситоподобные глины (значения ρ принимались из обратных расчетов оползней отвалов) | Породный отвал бестранспортной вскрыши УП Аркалыкского участка | 12 | 0,038 / 0,034 |
| Бокситоподобные, пестроокрашенные, надрудные и подрудные глины | Автомобильный отвал УП Аркалыкского участка | 12 | 0,041 / 0,037 |

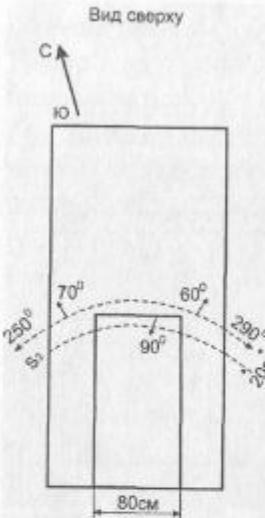


Рис. 8.10. Схема сдвига призмы № 1

Породная призма № 1

Глинистые сланцы красновато-серые, расклиниважированные, пликативно нарушенные. Доминирует складчатость первого порядка — S_1 — Аз.пр. 55° , угол наклона 85° на СЗ (частота трещин — 10 шт. $\times 1$ м); S_2 — Аз.пр. 290 — 250° , угол наклона 60 — 55 — 90° СВ-СЗ (8 трещин $\times 1$ м); S_3 — Аз. пр. 355° , угол наклона 85° ЮЗ (8 трещин $\times 1$ м). По плоскостям трещин развиты налеты гидроокислов Fe, Mn.

Используя основные схемы натурных испытаний, были проведены исследования глинистых пород прибрежных массивов на многих карьерах Казахстана. Средние показатели прочностных характеристик для глинистых пород приведены в табл. 8.1.

На Түргайских карьерах было проведено 40 натурных испытаний породных призм на сдвиг в массиве и 18 испытаний — на породных отвалах. Результаты испытаний приведены в табл. 8.2. Учитывая вариацию значений показателя сцепления, определенного по небольшому числу опытов для каждой разновидности пород, необходимо принимать гарантированные расчетные показатели, определяемые по ГОСТ 20522—96 [89].

Из результатов натурных испытаний можно сделать вывод, что значения сцепления для различных видов глинистых пород в

Таблица 8.1

Результаты натурных испытаний глинистых пород

| Породы | Значение параметров прочности пород | |
|---|-------------------------------------|-----------------|
| | k , МПа | ρ , градус |
| Глинистые отложения четвертичного периода | 0,022 | 18 |
| Глинистые отложения в теле оползня | 0,010 | 15 |

Натурные испытания отвальных пород Качарского карьера проводились на свежеотсыпанных породах (спустя 2—3 дня после их отсыпки в тело отвала) и на породах отстоявшегося в течение 10—12 месяцев отвала с помощью гидравлического домкрата. Значения показателя сцепления для свежеотсыпанных пород варьировались от 0,004 до 0,027 МПа при среднем значении $k = 0,0152$ МПа. Поэтому в качестве расчетного показателя величины сцепления принималось его гарантированное значение $k_{rap} = 0,0104$ МПа. Значения показателя сцепления по данным испытаний пород уплотненного массива оказались более стабильными и по величине близкими к соответствующим показателям нетронутых пород в массиве ($k_{rap} = 0,047$ МПа), что свидетельствует об упрочнении отсыпаемых пород в процессе осадки отвала во времени. Кроме натурных испытаний пород обследованы участки оползней, получивших развитие в свежеотсыпанных откосах отвала. Хотя в большинстве случаев полностью заснять поверхность откоса отвала до и после обрушения не представлялось возможным, практически повсеместно удалось замерить высоту вертикального откоса H_{90} , которая составила в среднем (по 12 замерам) 1,45 м.

Поскольку значение угла внутреннего трения достаточно надежно получено по данным натурных и лабораторных испытаний, можно определить величину сцепления отвальных пород k из формулы для определения H_{90} . При $H = 1,45$ м, $\rho = 10^{\circ}20'$ величина сцепления отвальных пород $k = 0,0109$ МПа, т.е. практически совпала с его значением, полученным по данным натурных испытаний.

Результаты натурных испытаний отвальных пород Качарского карьера

| <i>Вид испытания</i> | ρ | k , МПа |
|----------------------|-----------------|-----------|
| Сдвиг призмы пород | $10^{\circ}20'$ | 0,0104 |
| Обратные расчеты | — | 0,0109 |

Как видно из представленных данных, значения угла внутреннего трения по различным видам испытаний колеблются в небольших пределах, что свидетельствует о высокой надежности определения данного показателя. В то же время найденные величины сцепления пород изменяются от 0,0104 до 0,0260 МПа, т.е. лабораторные испытания на приборе П10-С дают значения сцепления в 2,5 раза больше по сравнению с натурными испытаниями. Отсюда следует, что данные лабораторных испытаний пород могут быть использованы лишь при назначении расчетного показателя угла внутреннего трения ρ , величина сцепления может определяться на основе обратных расчетов оползней и обрушений и уточняться натурными испытаниями на сдвиг породных призм в теле отвала.

Натурные испытания на срез на выбранных участках карьера № 1 Чиганакского месторождения проведены по 15 породным призмам и представлены в табл. 8.3 [6, 36, 49].

В результате проведенных исследований полученные величины сцепления были использованы на изучаемых карьерах и отвалах для определения параметров устойчивых откосов. Результаты исследований могут быть применены при решении вопросов устойчивости на месторождениях с аналогичными горно-геологическими условиями.

8.2. ПОКАЗАТЕЛИ СОПРОТИВЛЕНИЯ СДВИГУ СКАЛЬНЫХ ПОРОД В ОТВАЛЕ

Испытания пород на сдвиг в лабораторных условиях не дают возможности надежно определять значение прочностных характеристик пород, слагающих тело отвала. Проведение же натурных испытаний пород непосредственно на отвале требует тщательно подготовленного эксперимента, а также наличия специального оборудования, что всегда сопряжено с большими техническими трудностями. При этом натурные испытания скальных пород могут быть выполнены только на верхней площадке отвала в небольшой по высоте зоне; в средней и нижней частях отвала проведение подобных испытаний не представляется возможным.

Таблица 8.3

Результаты натурных испытаний породных призм

| Тип и описание пород в призме | Сцепление k , МПа | Угол внутреннего трения ρ , градус | Плотность γ , т/м ³ | Вид среза | Примечание |
|---|---------------------|---|---------------------------------------|---------------|-------------------|
| Глинистые сланцы расклиниважированные, выветрелые | 0,03 | 20 | 2,54 | Плоский | Сдвиг по контакту |
| Глинистые сланцы расклиниважированные, выветрелые | 0,07 | 30 | 2,54 | Плоский | Сдвиг по массиву |
| Яшмокварциты тонкоклитчатые трещиноватые | 0,04 | 22 | 2,68 | Плоский | Сдвиг по контакту |
| Яшмокварциты тонкоклитчатые, полосчатые трещиноватые, пликативно нарушенные | 0,06 | 22 | 2,68 | Плоский | Сдвиг по контакту |
| Яшмокварциты массивные, слаботрещиноватые | 0,11 | 34 | 2,68 | Плоский | Сдвиг по массиву |
| Глинистые сланцы расклиниважированные | 0,02 | 20 | 2,54 | Косой с щелью | Сдвиг по контакту |
| Глинистые сланцы расклиниважированные, пликативно нарушенные | 0,07 | 30 | 2,54 | Косой | Сдвиг по массиву |
| Приконтактная зона уплотнения (глинистые сланцы интенсивно перемяты до состояния тектонической глиники) | 0,06 | 30 | 2,54 | Косой | Сдвиг по массиву |
| Яшмокварциты массивные, разбитые редкими трещинами | 0,17 | 34 | 2,68 | Плоский | Сдвиг по массиву |

Для проведения натурных испытаний на сдвиг скальных пород Акжалских отвалов на промплощадке рудника была смонтирована специальная установка (рис. 8.11) [3].

По двум сторонам ямы размерами 2,0×1,5×1,5 м возводились железобетонные монолиты, к верхним торцам которых с

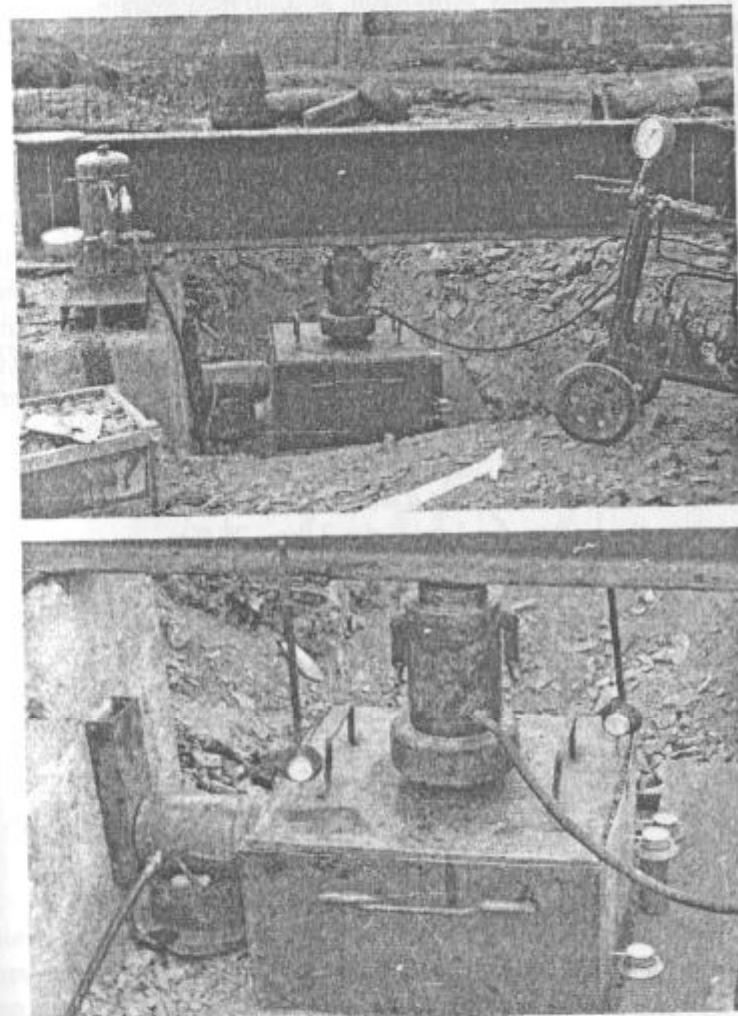


Рис. 8.11. Сдвиговая установка для натурных испытаний пород скальных отвалов

помощью анкерных болтов крепилась двутавровая металлическая балка. Испытываемая порода помещалась в металлический короб размером $0,7 \times 0,7 \times 0,5$ м и сверху накрывалась металлической плитой толщиной 20 мм [2, 3].

Вертикальная нагрузка создавалась домкратом, устанавливаемым между балкой и плитой, а для исключения перекоса системы и с целью поддержания равномерного усилия в процессе испытания между верхней головкой домкрата и упорной балкой помещалась плоская шариковая обойма.

Горизонтальное усилие на стенку короба создавалось боковым домкратом. Вертикальные и горизонтальные усилия фиксировались по показаниям тарированных манометров, а смещения испытываемой призмы — с помощью индикаторов часового типа.

С учетом закономерности распределения гранулометрического состава пород по высоте отвала [3] испытаниям были подвергнуты четыре фракции, отличающиеся процентным содержанием кусков (частиц) горной породы различного диаметра согласно графику (рис. 8.12):

- мелкая фракция: $0 < d < 1$ см — 100 %;
- средняя фракция: $0 < d \leq 5$ см; $0 < d \leq 1$ см — 20 %;
 $1 \text{ см} \leq d < 2 \text{ см}$ — 20 %;
 $2 \text{ см} \leq d < 3 \text{ см}$ — 20 %;
 $3 \text{ см} \leq d < 5 \text{ см}$ — 40 %;
- крупная фракция: $5 \text{ см} \leq d < 15 \text{ см}$;
 $5 \text{ см} \leq d < 10 \text{ см}$ — 50 %;
 $10 \text{ см} \leq d < 15 \text{ см}$ — 50 %;
- смешанная фракция: $0 < d \leq 20 \text{ см}$; $0 < d < 1 \text{ см}$ — 20 %;
 $1 \text{ см} \leq d < 5 \text{ см}$ — 32%;
 $5 \text{ см} \leq d < 10 \text{ см}$ — 30 %;
 $10 \text{ см} \leq d < 15 \text{ см}$ — 10%;
 $15 \text{ см} < d \leq 20 \text{ см}$ — 8 %.

В процессе натурных испытаний было проведено 63 сдвига породных призм в широком диапазоне нормальных нагрузок. По результатам испытаний построены диаграммы сдвига и паспорта прочности пород, на основании которых определялись показатели прочностных свойств отвальных пород различных

фракций. Анализ результатов испытаний позволил выявить характер деформирования массива отвальных скальных пород при сдвиге.

В наших исследованиях под сдвигом понимается предельная деформация сдвига вследствие смещения одной части призмы относительно другой под действием уравновешенных внешних сил, т.е. рассматривается предельное напряженно-деформированное состояние, предшествующее пластическим и разрушающим деформациям.

Отвалы скальных пород состоят из крупных и мелких блоков, различным образом ориентированных в пространстве. Породы отвала практически не воспринимают растягивающих напряжений, но в то же время могут оказывать значительное сопротивление сжимающим и сдвиговым усилиям, т.е. обладать прочностью на сжатие и сдвиг. Для таких пород следует принимать во внимание внутреннее трение между блоками, аналогичное трению между двумя телами при сдвиге.

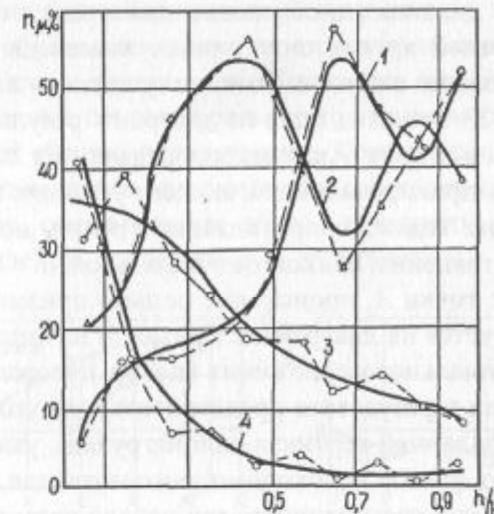


Рис. 8.12. Распределение содержания пород различных фракций по высоте отвала:
1 — $d \leq 5 \text{ см}$; 2 — $5 < d \leq 20 \text{ см}$; 3 — $20 < d \leq 50 \text{ см}$; 4 — $d > 50 \text{ см}$; d — размер куска породы

Натурные испытания скальных пород отвалов на специальной сдвиговой установке показали, что поведение породы при сдвиге отличается от понятия трения и называется дилатансией [38] (расширением при деформации). Трактовка ее механизма разными авторами различная, хотя все они связывают дилатансию с увеличением объема призмы при сдвиге. По мере развития дилатансию точка приложения нормальной силы поднимается в направлении, противоположном направлению действия силы. Поэтому сила сдвига должна не только превышать сопротивление, возникающее при трении, но также производить работу, необходимую для подъема точки приложения нормальной силы. Следовательно, с возрастанием напряжений увеличивается и доля сопротивления, связанного с явлением дилатансией. Авторы [38] отмечают, что в материалах, в которых проявляется дилатансия, угол сопротивления сдвигу больше, чем в тех же материалах, где это явление отсутствует; это различие для прочных и рыхлых песков достигает 10° .

Механизм дилатансию, обусловленный вращением зерен или переориентировкой других структурных элементов породы, вызванных сдвиговыми напряжениями, по существу один и тот же.

На рис. 8.13 показана одна из диаграмм результатов натурного испытания пород Аюжалского отвала. Из приведенного видно, что приложении сдвигающего усилия к призме сдвига возникает не только сопротивление трения, но и дополнительное сопротивление, связанное с дилатансией.

Начиная с точки A , происходит подъем призмы сдвига, который фиксируется на диаграмме. Кривая M начинает удаляться от своего номинального положения (т.е. от положения, которое призма приняла в результате предварительного уплотнения $\sigma = 0,2 \text{ МПа}$ до заданной вертикальной нагрузки), указывая на дилатансию. Этот фактор необходимо учитывать, так как развитие дилатансию можно рассматривать как начало разрушения структуры и образования поверхности скольжения. Иными словами, если прилагаемая к телу нагрузка не вызовет превышения точки t_A (см. рис. 8.13), то можно предположить, что массив горных пород не будет нарушен. Следовательно, еще задолго до образо-

вания видимой поверхности скольжения или достижения предельного сдвигового усилия в породе уже предопределено образование будущей поверхности скольжения. Поэтому знание составляющей дилатансию важно при анализе устойчивости массивов горных пород.

Работа, совершающаяся сдвигающей силой для поднятия призмы сдвига, которая удерживается вертикальной нагрузкой, должна быть минимальной, так как последняя способствует минимальному приращению свободной потенциальной энергии. Из этого основного физического закона следует, что породы, характеризующиеся дилатансией, будут разрушаться или в них будет образовываться поверхность скольжения. В образце горной породы поверхность скольжения будет составлять несколько атомных или молекулярных слоев, а в массиве отвальных пород — один или несколько слоев среднего размера блоков по высоте. Поэтому и угол сдвига изменяется при испытаниях на сдвиг в зависимости от размеров блоков.

С учетом вышеизложенного можно считать, что сопротивление сдвигу обусловлено тремя компонентами: сцеплением, трением при сдвиге и дилатансией. Сцепление для отвальных пород обычно невелико, основная роль в сопротивляемости пород сдвигу принадлежит трению и дилатансию. Практический интерес представляет установление количественных характеристики отдельных компонентов, составляющих общую прочность. Наиболее легко можно определить составляющую дилатансию d .

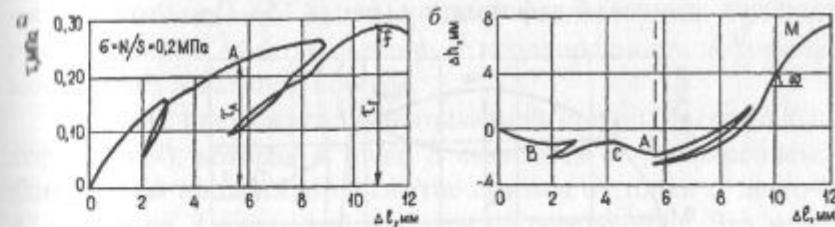


Рис. 8.13. Диаграммы сдвига при дилатационном разрушении отвального массива:

a — диаграмма «нагрузка — горизонтальное перемещение»; b — среднее перемещение при сдвиге

В общем случае формула по определению составляющей дилатансии запишется в виде [38]:

$$d = \tau = \sigma \lg(\omega + v),$$

где v — угол наклона поверхности после уплотнения. Таким образом, дилатансию можно определить в любой точке линии M и результаты представить в виде диаграммы (рис. 8.13, б). Определение двух других величин k и $f = \operatorname{tg} \rho$ значительно труднее. В массиве отвальных пород сцепление заметно при малых деформациях, а при больших деформациях преобладает трение. Сцепление исчезает после формирования поверхности скольжения, и сопротивление сдвигу в породе уменьшается до остаточной прочности τ_{oct} (рис. 8.14).

Величина τ_{oct} составляет более половины величины максимальной прочности, и ее физическая природа связана в основном с трением. Однако это сопротивление еще не является минимальным, так как при дальнейшем горизонтальном перемещении (> 200 мм) величина сдвигающего усилия уменьшается до величин τ_{oct2} . К этому времени уже четко сформирована поверхность скольжения. Поэтому при выполнении расчета оползня методом обратных расчетов можно получить величину угла минимального остаточного сопротивления сдвигу.

С увеличением вертикальной нагрузки явление дилатанси исчезает и переходит в отрицательную дилатансию или контрактансию [38], связанную с уменьшением объема пород в процессе сдвиговой деформации (рис. 8.15). При этом точка

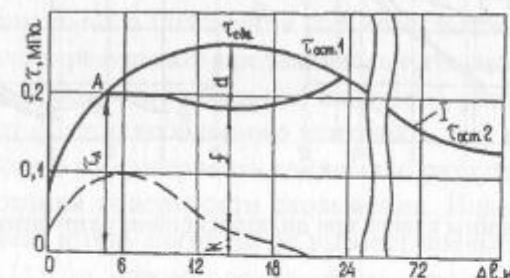


Рис. 8.14. Диаграмма сдвига отвальных пород

приложения результирующей силы, создающей вертикальную нагрузку, будет опускаться. Максимальная потеря потенциальной энергии будет тогда, когда произойдет разрушение всей призмы обрушения по высоте.

Таким образом, контрактансии предшествует разрушение большей части массива: ширина зоны, где образуется поверхность скольжения, будет больше, чем при дилатационном разрушении; эта зона захватывает значительную область массива.

Отвалы горных пород, сложенные скальными породами, представляют собой сложную систему: при малых нормальных напряжениях они являются дилатационными, а под действием больших нормальных напряжений — контрактационными. Однако не всегда удается точно установить границу нормальных напряжений, при которых дилатационное поведение пород в теле отвала переходит в контрактационное. Последнее осложняется тем, что с изменением высоты отвала породы, слагающие его слои, имеют различные размеры структурных блоков. Поэтому верхние слои пород отвалов могут разрушаться дилатационно, а нижние слои — контрактационно.

О том, насколько сложно протекает процесс сдвига скального массива, можно судить по диаграмме (см. рис. 8.13).

Напряжения, возникающие в породе от действия горизонтальных и вертикальных напряжений, воспринимает не весь массив, а лишь отдельные блоки, особенно в породах крупной фракции. Левая и правая части призмы деформируются по-разному, отсюда и прирост деформации каждой части различен, что при испытаниях зафиксировано индикаторами. Результирующая кривая M четко фиксирует неоднородность деформирования блока отвальной породы.

Вначале идет сжатие испытываемой призмы (вертикальная деформация), которая в точке B сменяется ее расширением; в дальнейшем продолжается сжатие призмы от точки C до точки A , а с точки A вновь наблюдается ее расширение. Это можно объяснить следующими обстоятельствами. На определенный момент времени в зависимости от ориентации блоков сдвигающую нагрузку воспринимает только часть блоков, а остальной массив не участвует в передаче напряжений.

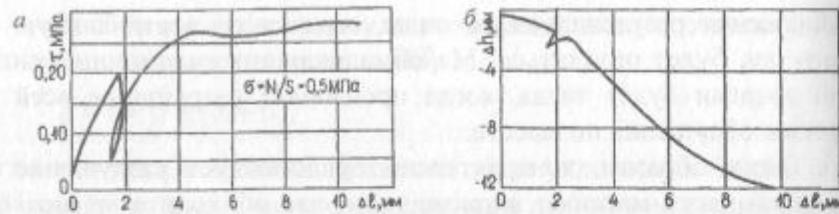


Рис. 8.15. Диаграмма сдвига при контрактансионном разрушении отвального массива:

а — диаграмма «нагрузка — горизонтальное перемещение»; б — среднее перемещение призмы при сдвиге

С увеличением сдвигающих напряжений происходит переориентировка блоков в пространстве по линии наименьшего сопротивления в горном массиве или разрушаются края (выступы) блоков, через которые происходила передача напряжений. В результате тело приобретает новое равновесное состояние. В этом положении сдвигающую нагрузку испытывают другие блоки, которые в процессе переориентировки пришли в соприкосновение, т.е. часть сдвигающей нагрузки передалась на новые выступы, образовавшие новые зацепления. Такой процесс длится до тех пор, пока не образуется номинальная поверхность скольжения, по которой начинается прогрессирующая деформация. К этому моменту в теле отвала происходит окончательная переориентировка блоков, делающая невозможной создание другой ориентировки, которая могла бы привести к новым зацеплениям.

Составляющая дилатансии отражает собой клиновый эффект, проявляющийся в каждой точке взаимодействующих выступов. Например, кладка из обломочного материала может быть устойчивой под углом 90° и более, т.е. угол наклона кладки всегда больше угла естественного откоса той же обломочной породы. Высокая устойчивость арочных сооружений и естественных сводов, чрезвычайно большое сопротивление сдвигу при заклинировании и многие другие явления объясняются явлением дилатансии. Так, например, образование свода пород над горными выработками также объясняется дилатационным поведением породы, когда силы распора уравновешиваются внеш-

ними силами, обусловленными давлением вышележащих пород. Арочный эффект объясняется заклиниванием кусков породы при их сдвиге в сторону выработки. Сдвигающая составляющая создает дополнительную вертикальную силу (равную составляющей дилатансии), которая и уравновешивает действие вертикальных сил в приведенных примерах.

На основе диаграмм сдвига, полученных по данным натурных испытаний пород Акжалских отвалов, составлены паспорта прочности, по которым определены показатели прочностных свойств отвальных пород различных фракций.

Как показал анализ этих паспортов прочности, при малых нормальных нагрузках угол сдвига одинаков для всех фракций отвальных пород и составляет $\rho = 37^\circ$, различаясь только уровнем нагрузок. Для частиц диаметром < 1 см этот угол сохраняется на всей протяженности действия нормальных напряжений (от 0 до 0,5 МПа). Для блоков размером до 5 см величина этого угла минимальна и сохраняется только до $\sigma = 0,1$ МПа. Для смешанной фракции угол сдвига $\rho = 37^\circ$ сохраняется до $\sigma = 0,12$ МПа, а для блоков $5 \text{ см} < d < 15$ см — до $\sigma = 0,2$ МПа. При нормальных напряжениях, превышающих указанные пределы, угол сдвига начинает уменьшаться и показатели сопротивляемости пород сдвигу характеризуются следующими величинами:

средняя фракция $\rho = 25^\circ$; $k = 0,23$ МПа;
крупная фракция $\rho = 30^\circ$; $k = 0,015$ МПа;
смешанная фракция $\rho = 29^\circ$; $k = 0,035$ МПа.

Таким образом, первые зоны характеризуются дилатационным поведением пород, поскольку здесь сила сдвига должна превышать не только сопротивление пород сдвигу, возникающее при трении, но и производить работу, необходимую для подъема нормальной нагрузки. В результате этого увеличивается и доля сопротивления, связанного с явлением дилатансии; угол сопротивления сдвигу при этом значительно больше, чем там, где это явление отсутствует (в наших опытах эта величина составила $8—12^\circ$). Графики прочности пород первой зоны подтверждают предположение, что в этой зоне отсутствует сцепление и основная роль принадлежит трению и дилатансии. Угол наклона касатель-

ной в любой точке графика будет определять угол прочности на сдвиг (угол сдвига). Поэтому употребление в обычном понимании термина «угол внутреннего трения» неприменимо к отвалам, сложенным скальными породами, поскольку величина дилатансии также выражается величиной угла сдвига.

Во второй зоне, где нормальные напряжения превышают указанные выше пределы, поведение породы не является однозначным: разрушение происходит одновременно и контрактационно, и дилатационно. В этом случае большую роль играет прочность самих блоков. Переориентировка блоков приводит к новой их компоновке в пространстве; при этом происходит контрактационное разрушение, охватывающее большую зону массива. Это способствует формированию поверхности сдвига, по которой будет идти уже дилатационное разрушение. Угол сдвига в связи с возникающими процессами уменьшается, а величина составляющей сцепления значительно возрастает. Это явление вызвано тем, что в данных условиях на сопротивление сдвига оказывает влияние прочность блоков, а также их контактов, через которые сдвигающееся тело воспринимает горизонтальные и вертикальные напряжения. В нижнем слое, где размеры блоков достаточно велики, взаимосвязь последних настолько сложна, что для их переориентировки нужны значительные сдвигающие усилия. В этой среде сопротивление сдвигу, обусловленное сплошностью вещества, отражается не в полной мере, как в однородном горном массиве. Здесь смещения пород и отдельных их блоков происходят не по непрерывной линии скольжения, а по контактам блоков друг с другом.

Полученные результаты исследования подтверждают сделанный ранее вывод о том, что два нижних слоя будут всегда устойчивы и практически не оказывают влияния на устойчивость отвала в целом. Поэтому общая устойчивость отвала скальных пород на прочном основании будет определяться, в первую очередь, устойчивостью верхнего слоя, сложенного породами мелкой фракции. Что касается плотности, то согласно нашим исследованиям [3] ее можно определить через эмпирический коэффициент разрыхления, равный для рассматриваемых условий $k_p = 1,3+1,8$.

9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СОПРОТИВЛЕНИЯ ПОРОД СДВИГУ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ СЪЕМОК ОПОЛЗНЕЙ (МЕТОД ОБРАТНЫХ РАСЧЕТОВ ОПОЛЗНЕЙ)

9.1. МЕТОД ОБРАТНЫХ РАСЧЕТОВ ПРИ ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Как отмечено нами в работе [3], геомеханическая модель прибортowego массива представляет собой систему, состоящую из трех элементов (подсистем):

- структурной (геометрической) модели;
- гипотезы о возможном характере смещения или деформирования, отражающей согласно принятой теории характер деформирования приоткосного массива при определенных формах и местоположении поверхности скольжения;
- показателей прочностных и деформационных характеристик пород, соответствующих выбранной механико-математической модели массива.

Для получения надежных результатов все элементы системы должны рассматриваться на одном уровне с детальностью, соответствующей стадии освоения месторождения (см. раздел 2).

В данной главе рассмотрены вопросы, касающиеся только третьего элемента геомеханической модели, и поставлена задача о создании более совершенной методики обоснования расчетных показателей сопротивления пород сдвигу на основе обратных расчетов оползней, так как недостаточно обоснованные показатели прочностных свойств горных пород в дальнейшем при расчете устойчивости по выбранной расчетной схеме могут

привести к существенным ошибкам. Например, в работах [11, 12] рассмотрен пример влияния литологической неоднородности прибрежного массива, сложенного песчано-глинистыми породами семи типов. Расчеты величин коэффициентов запаса устойчивости откосов различного заложения для моделей неоднородного и квазиоднородного массивов показали, что погрешность определения коэффициента запаса устойчивости, возникающая из-за неучета неоднородности массива даже при весьма близких прочностных характеристиках литологических разностей пород может достигать 20 % и более.

При исследовании третьего элемента (подсистемы) геомеханических моделей прибрежных массивов наибольшие затруднения вызывает установление обоснованных показателей прочностных и деформационных характеристик пород, соответствующих выбранной механико-математической модели приоткосного массива. Указанные расчетные характеристики устанавливаются на основе лабораторных и натуральных испытаний, обратных расчетов оползней и косвенных методов. Наиболее надежные результаты дают крупномасштабные испытания пород в натурных условиях, обратные расчеты оползней и обрушений, которые в неявном виде учитывают совокупность определенных инженерно-геологических условий и особенностей деформирования горного массива. Выбор методики и объемов испытаний пород определяется требованиями необходимой и достаточной точности получения исходных данных [2, 3, 10]. При расчете параметров устойчивых карьерных откосов важное место занимают вопросы надежной оценки прочностных свойств горных пород в массиве для условий, соответствующих их природному состоянию. Как известно, при решении задач устойчивости откосов методами, основанными на теории предельного равновесия, в качестве исходных данных используются плотность пород γ и показатели сопротивления сдвигу (сцепление k и угол внутреннего трения ρ). Обобщенные или нормативные значения этих показателей обычно устанавливаются на основе статистической обработки

результатов лабораторных и натуральных испытаний физико-механических свойств пород.

Плотность пород γ с достаточной точностью определяется в лабораторных условиях по кернам инженерно-геологических скважин, поэтому нормативные их значения для каждого литологического типа принимаются как средние (средневзвешенные) по месторождению в целом либо по отдельным его участкам.

Техника и методика испытаний прочностных свойств горных пород в лабораторных и натуральных условиях разработаны достаточно полно, однако к их результатам следует подходить весьма осторожно. Еще М.М. Протодьяконов предостерегал от ошибок одностороннего подхода к изучению физико-механических свойств пород по результатам только лабораторных или натуральных испытаний. Для сложноструктурных месторождений при наличии в горном массиве природных поверхностей ослабления целесообразно проводить комплексные исследования, включающие лабораторные определения, натурные испытания пород и обратные расчеты произошедших или искусственно вызванных оползней и обрушений откосов с дифференцированным выбором расчетных показателей физико-механических свойств пород.

Обратные расчеты оползней откосов позволяют более надежно определять характеристики пород k и ρ по фактическим поверхностям скольжения с учетом природных и технологических факторов, определяющих развитие оползневых процессов.

На основе известного графоаналитического способа обратных расчетов оползней разработана методика определения показателей сопротивления пород сдвигу по результатам съемок оползней с использованием численно-аналитического метода [11, 12], основанного на интегрировании элементарных сил по поверхности скольжения. Оползневая призма, ограничиваемая контуром борта карьера до и после оползня, разбивается на множество элементарных столбиков, для которых определяются сдвигающие силы. Математическое описание контуров откоса до оползня и после его завершения и поверхности скольжения производится по таблично заданным функциям путем локальной интерполяции интерполяционными многочленами малых степеней.

Определение прочностных характеристик массива горных пород производится в следующем порядке. Съемка оползня производится геодезическими инструментами по профильным линиям. Снимается тело оползня и, при необходимости, положение борта вблизи оползневого участка. При выполнении съемок необходимо придерживаться определенных условий: на теле оползня по профилям снимаются все характерные точки, а также точки перегиба, т.е. точки, в которых кривизна меняет свой знак. При этом необходимо, чтобы расстояния между соседними точками согласовывались с изменчивостью оползня. По результатам съемок строится план оползня и разрезы по профильным линиям, на которых отстраиваются известными способами контуры борта до и после оползня и поверхность скольжения. Учитывая возможность построения поверхности скольжения по векторам смещений, точность определения координат узловых точек массива, положение борта до оползня, сложность горно-геологических условий, предусмотрены две расчетные схемы, отличающиеся между собой правилами построения поверхности скольжения (рис. 9.1).

В схеме I поверхность скольжения строится по векторам смещений с учетом геологического строения прибортового массива. В случае же невозможности построения поверхности скольжения по векторам смещений и относительно однородного геологического строения борта применяется схема II, в которой поверхность скольжения принимается круглоцилиндрической.

Схема I имеет два варианта. Вариант I.1 используется для получения обобщенных величин сцепления k и угла внутреннего трения ρ . Расчет производится по известным формулам [8, 10].

Величина угла внутреннего трения ρ определяется из соотношения сумм касательных $\sum T$ и нормальных $\sum N$ сил в оползневом теле из выражения

$$\rho = \operatorname{arctg} \left(\frac{\sum T'_i}{\sum N'_i} \right). \quad (9.1)$$

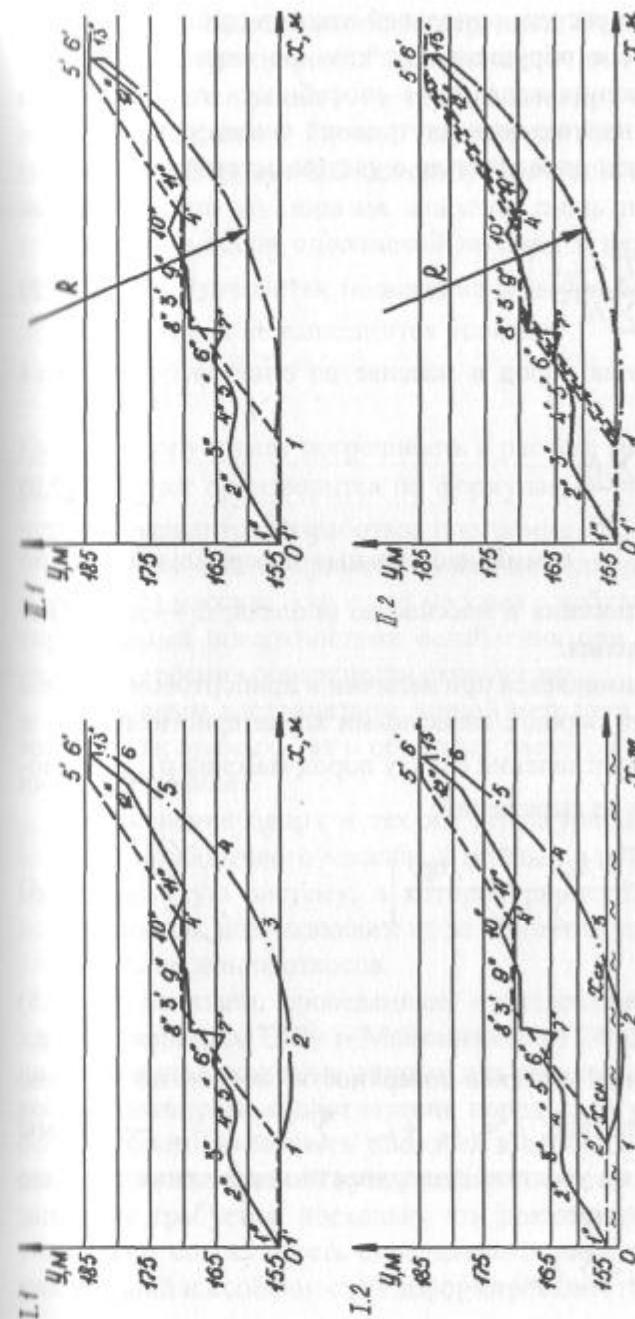


Рис. 9.1. Определение прочностных характеристик способом обратных расчетов. Массивы узловых точек описывают поверхность скольжения (I — 6); борт (I' — $6'$); оползень (I'' — I''')

При обратных расчетах оползней откосов глинистых пород, сохраняющих после обрушения остаточное сцепление по поверхности скольжения вследствие способности глин частично восстанавливать нарушенные внутренние связи, угол внутреннего трения должен определяться с учетом остаточного сцепления k_0 , т.е.

$$\rho = \operatorname{arctg} \left(\frac{\sum T'_i - k_0 L}{\sum N'_i} \right); \quad (9.2)$$

величина сцепления пород в массиве до оползня определится как

$$k = \frac{\sum T'_i - \operatorname{tg} \sum N'_i}{L}, \quad (9.3)$$

где $\sum T'_i$ и $\sum N'_i$ — суммы касательных и нормальных сил по поверхности скольжения в массиве до оползня; L — длина поверхности скольжения.

Вариант 2 применяется при наличии в прибортовом массиве слоя или контакта пород с известными характеристиками ρ_c и k_c параметры сопротивления сдвигу пород массива ρ_m и k_m могут быть найдены из выражений:

$$\rho_m = \operatorname{arctg} \left(\frac{\sum N_{ci} \operatorname{tg} \rho - \sum N_{mi} \operatorname{tg} \rho}{\sum N_{mi}} \right), \quad (9.4)$$

$$k_m = \frac{kL - k_c L_c}{L_m}, \quad (9.5)$$

где L_c , L_m — длины участков поверхности скольжения по слою (контакту) и в массиве; $L = L_c + L_m$; $\sum N_{ci}$; $\sum N_{mi}$ — суммы нормальных сил на участках поверхности скольжения по слою (контакту) и в массиве

$$\sum N_i = \sum N_{ci} + \sum N_{mi}.$$

Схема II также имеет два варианта. Вариант II.1 используется для получения обобщенных величин сцепления k и угла внутреннего трения ρ по круглоцилиндрической поверхности скольжения. Расчет производится по формулам (9.1)–(9.3). Вариант II.2 используется в том случае, когда положение борта до оползня известно лишь приближенно. Из соотношения весов оползневой призмы в целике P_u и после оползня P_0 уточняется положение контура борта до оползня, до тех пор, пока не выполнится условие

$$|P_u - P_0| \leq \epsilon, \quad (9.6)$$

где ϵ — допустимая погрешность в расчете весов (принята 1 % от P_0). Расчет производится по формулам (9.1)–(9.3). Для всех четырех вариантов разработана программа SS02.

Решение задачи применимо как для однородного (квазиоднородного) массива, так и для массива с неблагоприятно ориентированными поверхностями ослабления при различных вариантах построения поверхности скольжения.

Основным достоинством данной методики является использование как прямых, так и обратных расчетов в рамках геомеханической модели.

Применение одних и тех же структурной и механической моделей прибортового массива в прямых и обратных решениях дает замкнутую систему, в которой происходит компенсация погрешностей, возникающих из-за принятия упрощенной модели деформирования откосов.

Как показали проведенные исследования на Качарском карьере, карьерах ТБРУ и Майкаинского ГОКа, при использовании в качестве исходных данных для расчетов устойчивости откосов показателей сопротивления пород сдвигу, полученных на основе обратных расчетов оползней в однородном массиве, корректировки их значений путем ведения некоторого коэффициента запаса не требуется, поскольку эти показатели в неявном виде учитывают совокупность определенных инженерно-геологических условий и особенностей деформирования горного массива.

Однако область надежного их использования зачастую ограничивается условиями оползневого участка либо ему подобными. Поэтому расширение диапазона применения параметров сопротивления горных пород сдвигу на основе обратных расчетов оползней представляется весьма перспективным.

Так как лабораторными и натурными испытаниями могут быть установлены характеристики прочности для всех литологических разностей пород слоистого массива, составляющих оползневую призму, появляется возможность приведения результатов этих испытаний к результатам обратных расчетов. Сущность предлагаемой методики заключается в следующем [28].

Пусть на основе маркшейдерской съемки оползня борта карьера, образованного в слоистом массиве, путем обратных расчетов определены обобщенные показатели сопротивления сдвига по поверхности скольжения ρ и k . Одновременно по данным натурных или лабораторных испытаний получены значения ρ'_i и k'_i для всех разновидностей пород, слагающих борт; затем определяют средневзвешенные их значения по поверхности скольжения ρ' и k' .

Расхождения между значениями ρ и ρ' , k и k' обусловлены неучетом либо недостаточно полным учетом в процессе лабораторных (натурных) испытаний ряда факторов, влияющих на изменение прочностных свойств пород массива, таких, как масштабный фактор, структурные особенности массива, особенности механизма разрушения и т.п. Поэтому для корректировки параметров ρ' и k' в них вводят поправочные коэффициенты a_ρ и b_k , получаемые из соотношений:

$$a_\rho = \frac{\operatorname{tg} \rho}{\operatorname{tg} \rho'}; \quad b_k = \frac{k}{k'}. \quad (9.7)$$

В связи с тем, что при лабораторных или натурных испытаниях используется единая методика, то относительные погрешности в определении прочностных характеристик для всех типов пород можно считать примерно равными. Это обеспечивает

возможность приведения характеристик ρ'_i и k'_i к предельным их значениям в массиве ρ_i и k_i :

$$\operatorname{tg} \rho_i = a_\rho \operatorname{tg} \rho'_i; \quad k_i = b_k k'_i \quad (9.8)$$

и в дальнейшем использовать в расчетах при оценке устойчивости карьерных откосов как однородного, так и неоднородного массива.

На основании приведенных рассуждений можно сделать окончательный вывод.

Возможности способа обратных расчетов оползней как наиболее надежного способа определения обобщенных расчетных показателей сопротивления пород сдвигу, учитывающего совокупность инженерно-геологических условий и особенностей деформирования горного массива, существенно расширяются в случае обоснования прочностных характеристик литологических разностей пород неоднородного массива на основе комплексного анализа результатов натурных (или лабораторных) испытаний и обратных расчетов. Полученные показатели прочностных свойств каждого типа пород могут быть использованы практически с той же степенью надежности, что и результаты обратных расчетов оползней.

9.2. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SS02

Перед решением задачи подготавливается файл с исходными данными, имя файла SS02.DAT. Исходные данные записываются в следующей последовательности:

1. nnn, nnn1, nnn2, il, g, cost
 2. x(i), y(i), nro(i)
 3. x1(i), y1(i), nro1(i)
 4. x2(i), y2(i), nro2(i)
 5. cc, ffi, rk
 6. ck, fik, xsn, xsk,
- где количество узловых точек
«ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ» — nnn;

«БОРТА» — nnn1;
 «ТЕЛА ОПОЛЗНЯ» — nnn2;
 «КОЛИЧЕСТВО РАСЧЕТНЫХ БЛОКОВ» — il;
 «ПЛОТНОСТЬ» — g;
 «КОЭФФИЦИЕНТ РАЗРЫХЛЕНИЯ» — rk;
 «остаточное сцепление» — cost;
 x(i), y(i), pgo(i) — координаты узловых точек поверхности скольжения и индекс их интерполяции;

x1(i), y1(i), pgo1(i) — координаты узловых точек борта карьера и индекс их интерполяции;

x2(i), y2(i), pgo2(i) — координаты узловых точек контура оползня и индекс их интерполяции;

cc, ffi, rk — ориентировочные значения коэффициента сцепления, угла внутреннего трения и коэффициента разрыхления; задаются в том случае, если nnn = 1 (схема II), т. е. поверхность скольжения круглоцилиндрическая (в результате оползня по каким-либо причинам не удалось установить место нахождения поверхности скольжения).

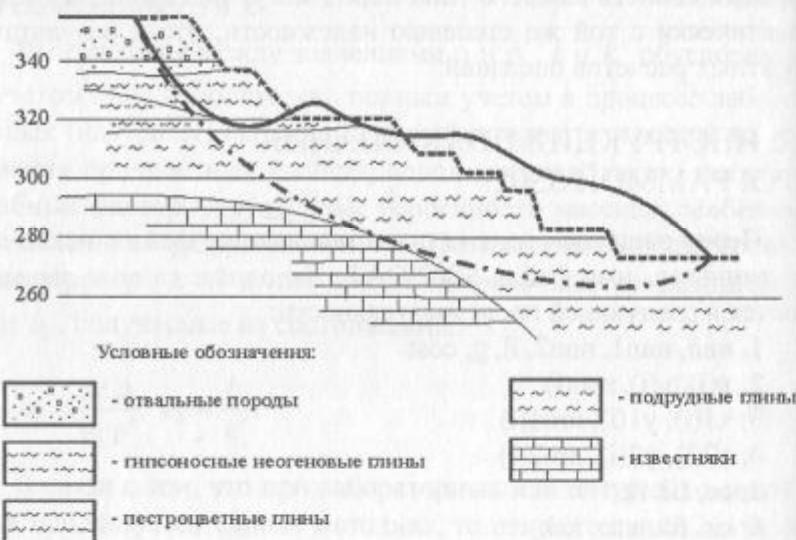


Рис. 9.2. Разрез оползня западного борта VII Аркалыкского участка Тургайского месторождения

ck, fik, xsn, xsk — если nnn > 1, то вместо пятой строки вводится шестая строка в следующей последовательности: ck — коэффициент сцепления и угол внутреннего трения контакта, координата X—xsn — начало контакта; xsk — конец контакта (схема I.2); если контакт отсутствует, то вводятся четыре нуля 0, 0, 0, 0 (схема I.1).

После этого программа запускается на решение. На запрос машины «Имя файла данных»; imf\$ вводим имя файла, где будут храниться расчетные данные, например «ss01.dat».

Пример 1

Рассмотрим оползень юго-восточного борта Качарского карьера, приведенного на рис. 9.3. В результате маркшейдерской съемки оползень нанесли на план и по векторам смещения была построена поверхность скольжения. Поэтому при решении используется первая схема (см. рис. 9.1).

Файл с исходными данными для примера, приведенного на рис. 9.3, будет выглядеть следующим образом (файл «ss01.dat», см. SD):

| | |
|-----------------|--------------------------------|
| 6,6,13,21,2,0,5 | (nnn, nnn1, nnn2, il, g, cost) |
| 16,155,2 | |
| 32,153,5,0 | |
| 47,2,159,3,0 | |
| 61,164,0 | |
| 70,171,8,0 | |
| 78,181,2,0 | |
| 0,6,155,0 | 6 точек поверхности скольжения |
| 16,155,0 | |
| 37,170,0 | |
| 50,5,170,0 | |
| 74,183,8,0 | |
| 78,183,8,0 | |
| 0,6,155,1 | 6 точек борта карьера |
| 9,5,160,9,2 | |
| 13,7,163,0 | |
| 18,7,162,6,2 | |
| 24,163,0 | |
| 28,6,165,2,1 | |
| 33,164,3,1 | |
| 34,168,9,0 | |
| 42,169,4,0 | |
| 49,2,171,5,0 | |
| 59,5,169,7,0 | |
| 72,9,178,0 | |
| 78,182,3,0 | |

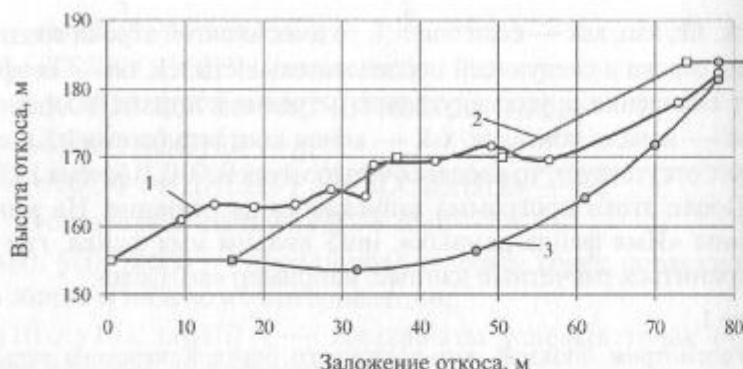


Рис. 9.3. Оползень юго-восточного борта Качарского карьера:
1 — точки контура оползня; 2 — точки борта карьера; 3 — точки поверхности скольжения

0,0,0,0 — вместо ck, fik, xsn, xsk (чтобы решалась схема I.1)

В результате решения получим:

количество узловых точек:

ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ NNN= 6

БОРТА NNN1 = 6

ТЕЛА ОПОЛЗНЯ NNN2 = 13

КОЛИЧЕСТВО РАСЧЕТНЫХ БЛОКОВ IL = 21

ПЛОТНОСТЬ G = 2

КОЭФФИЦИЕНТ РАЗРЫХЛЕНИЯ KP = 0

остаточное сцепление COST = K = 5

исходные данные по

поверхности скольжения

i X Y nro

1 19.0 155.0 2.0

2 32.0 153.5 0.0

3 47.2 159.3 0.0

4 61.0 164.0 0.0

5 70.0 171.8 0.0

6 78.0 181.2 0.0

откосу

i X1 Y1 nro1

1 0.6 155.0 0.0

2 19.0 155.0 0.0

3 37.0 170.0 0.0

4 50.5 170.0 0.0

5 74.0 183.8 0.0

6 78.0 183.8 0.0

| оползню | | nro2 |
|---------|------|-------|
| i | X2 | Y2 |
| 1 | 0.6 | 155.0 |
| 2 | 9.5 | 160.9 |
| 3 | 13.7 | 163.0 |
| 4 | 18.7 | 162.6 |
| 5 | 24.0 | 163.0 |
| 6 | 28.6 | 165.2 |
| 7 | 33.0 | 164.3 |
| 8 | 34.0 | 168.9 |
| 9 | 42.0 | 169.4 |
| 10 | 49.2 | 171.5 |
| 11 | 59.5 | 169.7 |
| 12 | 72.9 | 178.0 |
| 13 | 78.0 | 182.3 |

ck = 0.00 fik = 0.0 xsn = 0.0 xsk = 0.0

h90 = 0.0 Б = 4.0 г = 99.5

fi = 11.7 с = 2.70 cn = 1.00 i1 = 1.0

Кроме этого, на экран выводится графическое изображение контуров: борта карьера; оползня и поверхности скольжения. Если есть необходимость, то можно построить эти же данные в масштабе в другом графическом редакторе.

Пример 2

Определить прочностные характеристики массива согласно данным маркшейдерской съемки оползня, приведенного на рис. 9.4. В этом случае оползень произошел на участке, где поверхность скольжения частично проходит по слабому контакту. А это значит, что применяем схему I.2. Снимаем координаты поверхности оползня, контура борта карьера и координаты контакта по результатам его съемки (см. рис. 9.4).

Тогда файл с исходными данными SS02.DAT запишется в следующем виде:

6,6,13,21,2,0.5 (nnn, nnn1, nnn2, il, g, cost)

16,155,2

23,153

32,153,5,1

61,164,0

70,171,8,0

78,181,2,0

↑ 6 точек поверхности скольжения

Х = 32 — начало прямолинейного контакта

поверхности скольжения

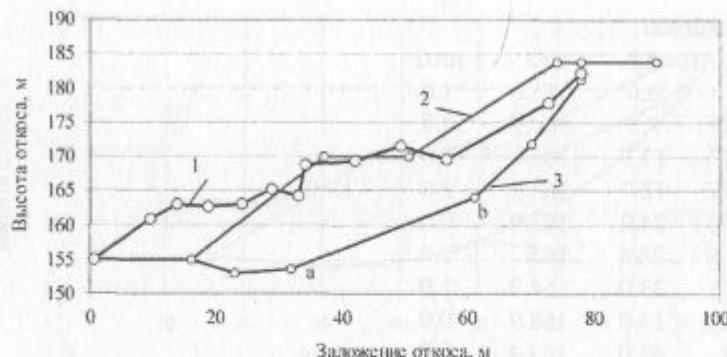
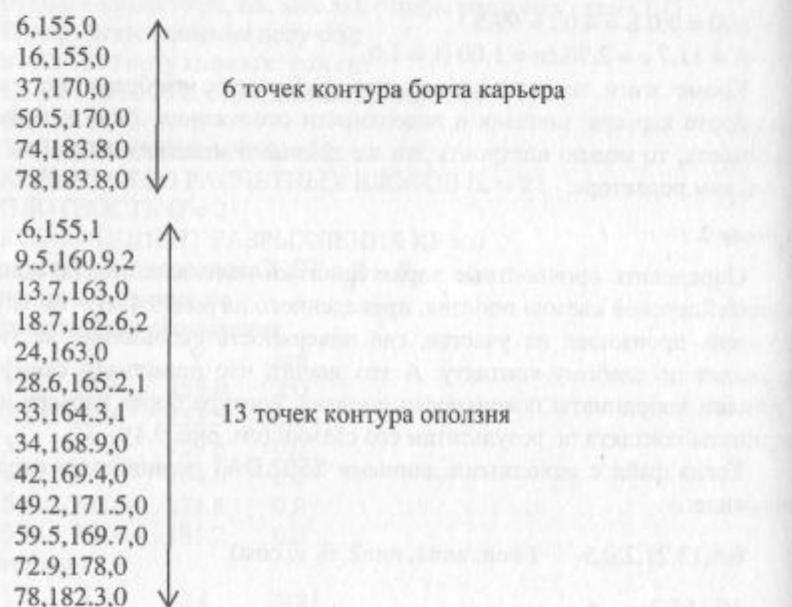


Рис. 9.4. Оползень восточного борта Качарского карьера:
1 — точки контура оползня; 2 — точки борта карьера; 3 — точки поверхности скольжения;
ab — прямолинейный участок поверхности скольжения (контакт по ослабленному слою)



1,5,8,32,61 ck, fik, xsn, xsk (сцепление, угол внутреннего трения контакта и координаты X начала и конца контакта).

В результате решения получим:

количество узловых точек

ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ NNN = 6

БОРТА NNN1 = 6
ТЕЛА ОПОЛЗНЯ NNN2 = 13
КОЛИЧЕСТВО РАСЧЕТНЫХ БЛОКОВ IL = 21

ПЛОТНОСТЬ G = 2
КОЭФФИЦИЕНТ РАЗРЫХЛЕНИЯ KP = 0
остаточное сцепление COST = K = 5

исходные данные по
поверхности скольжения

| i | X | Y | nro |
|---|------|-------|-----|
| 1 | 19.0 | 155.0 | 2.0 |
| 2 | 23.0 | 153.0 | 0.0 |
| 3 | 32.0 | 153.5 | 1.0 |
| 4 | 61.0 | 164.0 | 0.0 |
| 5 | 70.0 | 171.8 | 0.0 |
| 6 | 78.0 | 181.2 | 0.0 |

откосу

| i | X1 | Y1 | nro1 |
|---|------|-------|------|
| 1 | 0.6 | 155.0 | 0.0 |
| 2 | 19.0 | 155.0 | 0.0 |
| 3 | 37.0 | 170.0 | 0.0 |
| 4 | 50.5 | 170.0 | 0.0 |
| 5 | 74.0 | 183.8 | 0.0 |
| 6 | 78.0 | 183.8 | 0.0 |

оползню

| i | X2 | Y2 | nro2 |
|----|------|-------|------|
| 1 | 0.6 | 155.0 | 1.0 |
| 2 | 9.5 | 160.9 | 2.0 |
| 3 | 13.7 | 163.0 | 0.0 |
| 4 | 18.7 | 162.6 | 2.0 |
| 5 | 24.0 | 163.0 | 0.0 |
| 6 | 28.6 | 165.2 | 1.0 |
| 7 | 33.0 | 164.3 | 1.0 |
| 8 | 34.0 | 168.9 | 0.0 |
| 9 | 42.0 | 169.4 | 0.0 |
| 10 | 49.2 | 171.5 | 0.0 |
| 11 | 59.5 | 169.7 | 0.0 |
| 12 | 72.9 | 178.0 | 0.0 |
| 13 | 78.0 | 182.3 | 0.0 |

ck = 1.50 fik = 8.0 xsn = 32.0 xsk = 61.0

h90 = 0.0 Б = 4.0 R = 99.5

fi = 12.5 c = 2.73 ffik = 8.0 ck = 1.50 fim = 17.9 cm = 3.49

Кроме этого, на экран выводится графическое изображение контуров: борта карьера, оползня и поверхности скольжения. Если есть необходимость, то можно построить эти же данные в масштабе в другом графическом редакторе.

Пример 3

Определить прочностные характеристики массива согласно данным маркшейдерской съемки оползня, приведенного на рис. 9.5

В этом случае оползень произошел неожиданно, поэтому наблюдения за устойчивостью в этом районе борта карьера не велись. А это значит, что отстроить поверхность скольжения невозможно, поэтому применяем схему II (см. рис 9.1). Снимаем координаты поверхности оползня по результатам его съемки (см. рис. 9.4), ориентировочно выбираем место нахождения начала поверхности скольжения (точка 2, она в дальнейшем будет уточняться) и по маркшейдерским планам снимаем координаты борта карьера, естественно теперь привязанные к точке 2. Тогда файл с исходными данными SS03.DAT запишется в следующем виде:

1,8,6,101,1.96,0.5 (ппн, ппп1, ппп2, ил, g, cost)

25,2,0

координаты начала поверхности скольжения
(привязанные к нижней бровки борта карьера, точка 2)

17,2,

25,2,1

33,11,0

48,11,

55,19,

63,19,0

74,30,0

87,30,0

координаты 8 узловых точек борта карьера
и пго

17,2,2

35,10,

51,17,

70,25,

84,24,1

87,29,2

координаты 6 узловых точек тела оползня и пго

1.73,14.85,1.05

ориентировочные значения сцепления, угла
внутреннего трения и коэффициента разрыхления.

В результате решения получим файл SS03 с данными:

Количество узловых точек

ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ NNN = 1

БОРТА NNN1 = 8

ТЕЛА ОПОЛЗНЯ NNN2 = 6

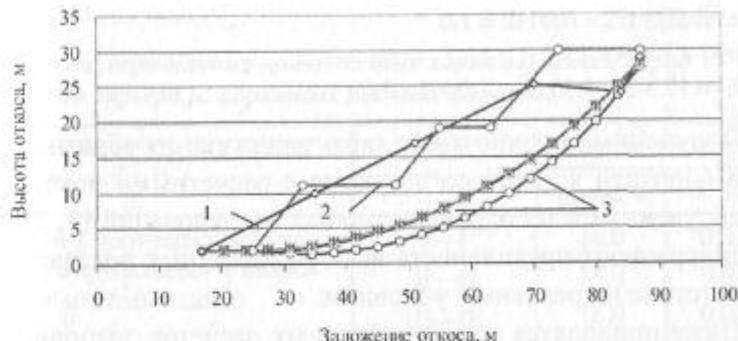


Рис. 9.5. Оползень южного борта Качарского карьера:
1 — точки контура оползня; 2 — точки борта карьера; 3 — i-е итерационные
поверхности скольжения (теоретические)

КОЛИЧЕСТВО РАСЧЕТНЫХ БЛОКОВ IL = 101

ПЛОТНОСТЬ G = 1.96

КОЭФФИЦИЕНТ РАЗРЫХЛЕНИЯ KP = 1.05

остаточное сцепление COST = K = 5

исходные данные по

поверхности скольжения

| X | Y | nro |
|------|-----|-----|
| 25.0 | 2.0 | 0.0 |

откосу

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|-----|------|
| 17.0 | 2.0 | 0.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|-----|------|
| 25.0 | 2.0 | 1.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|------|------|
| 33.0 | 11.0 | 0.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|------|------|
| 48.0 | 11.0 | 0.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|------|------|
| 55.0 | 19.0 | 0.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|------|------|
| 63.0 | 19.0 | 0.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|------|------|
| 74.0 | 30.0 | 0.0 |

| X1 | Y1 | nro1 |
|------|------|------|
| 87.0 | 30.0 | 0.0 |

оползню

| X2 | Y2 | nro2 |
|------|-----|------|
| 17.0 | 2.0 | 2.0 |

| X2 | Y2 | nro2 |
|------|------|------|
| 35.0 | 10.0 | 0.0 |

| X2 | Y2 | nro2 |
|------|------|------|
| 51.0 | 17.0 | 0.0 |

| X2 | Y2 | nro2 |
|------|------|------|
| 70.0 | 25.0 | 0.0 |

| X2 | Y2 | nro2 |
|------|------|------|
| 84.0 | 24.0 | 1.0 |

| X2 | Y2 | nro2 |
|------|------|------|
| 87.0 | 29.0 | 2.0 |

$$c_c = 1.73 \quad f_f = 0.00 \quad r_k = 1.0$$

$$h_90 = 1.8 \quad B = 12.2 \quad R = 89.7$$

$$f_i = 17.5 \quad c = 1.30 \quad c_n = 1.00 \quad i_1 = 5.0$$

Полученные прочностные характеристики из обратных расчетов оползней хорошо согласуются с расчетными показателями, полученными на основе натурных исследований [3, 27, 34], и подтверждают правильность выбора расчетных показателей и соответствие их реальным условиям.

Ниже приводятся данные обратных расчетов, выполненные по результатам оползней, произошедших на ряде карьеров [3, 11, 12, 32—36].

Обратные расчеты, проведенные по результатам тахеометрической съемки оползней Тургайского месторождения, выявили значения прочностных характеристик глинистых пород, которые существенно ниже принятых проектом значений (результаты расчетов приведены в табл. 9.1).

Таблица 9.1

*Результаты обратных расчетов оползней
Тургайского месторождения*

| Наименование оползня | Угол внутреннего трения ρ , градус (сред./гарант.) | Сцепление k , МПа (сред./гарант.) |
|---|---|-------------------------------------|
| 1. Оползень западного борта залежи № 1 VII участка | 15,2 / 13,4 | 0,044 / 0,038 |
| 2. Оползень восточного борта залежи № 1 VII участка | 16,6 / 15,6 | 0,042 / 0,036 |
| 3. Оползень восточного борта залежи № 3 V участка | 13,6 / 11,6 | 0,032 / 0,018 |
| 4. Оползень восточного борта залежи № 2 V участка | 14,2 / 13,2 | 0,026 / 0,018 |
| 5. Оползень отвала бестранспортной вскрыши на восточном борту карьера № 1 V участка | 12,3 / 12,0 | 0,046 / 0,040 |

Таблица 9.2

Результаты определения прочностных характеристик пород Качарского карьера из обратных расчетов оползней

| Наименование объектов и пород | Разрез | Значение показателей | |
|---|---------|----------------------|-----------|
| | | ρ , градус | k , МПа |
| Отвал № 7, юго-западный участок 1-го яруса (серо- и темно-зеленые плотные глины) | I—I | 18,0 | 0,017 |
| | II—II | 18,0 | 0,018 |
| | III—III | 18,0 | 0,017 |
| | Среднее | 18,0 | 0,017 |
| Карьер, юго-восточный борт (чеганские глины) | I—I | 13,8 | 0,020 |
| | II—II | 12,6 | 0,022 |
| | III—III | 12,8 | 0,027 |
| | Среднее | 13,1 | 0,023 |
| Восточная траншея, южный борт (обводненные глины) | I—I | 11,6 | 0,010 |
| | II—II | 8,3 | 0,020 |
| | III—III | 8,5 | 0,021 |
| | IY—YI | 10,7 | 0,011 |
| Отвал № 7, юго восточный участок 1-го яруса (серо- и темно-зеленые плотные глины) | Среднее | 9,8 | 0,015 |
| | I—I | 17,4 | 0,014 |
| | II—II | 18 | 0,013 |
| | Среднее | 17,7 | 0,013 |
| Отвал № 7, северный участок 1-го яруса (серо- и темно-зеленые плотные глины) | I—I | 16,7 | 0,023 |
| | II—II | 15,0 | 0,024 |
| | III—III | 19,1 | 0,018 |
| | Среднее | 16,9 | 0,022 |
| Отвал № 7, пионерная насыпь (пестроцветные неогеновые и чеганские глины, переувлажненные) | I—I | 12,9 | 0,013 |
| | II—II | 13,3 | 0,012 |
| | III—III | 15,4 | 0,010 |
| | Среднее | 13,5 | 0,011 |
| Оползень № 1 | I—I | 11,7 | 0,011 |
| Оползень № 2 | II—II | 10,6 | 0,012 |
| | III—III | 17,0 | 0,009 |
| | Среднее | 13,5 | 0,011 |

Таблица 9.4

Результаты обратных расчетов оползней на руднике «Алпыс»

| Наименование объекта | Разрез | Значение показателей | |
|---|---------|----------------------|-----------|
| | | ρ , градус | k , МПа |
| Отвал № 1, северо-западный участок 1-го яруса | | | |
| Оползень № 1 | I—I | 22,9 | 0,022 |
| Оползень № 2 | II—II | 22,8 | 0,024 |
| | Среднее | 22,9 | 0,023 |
| Западный борт карьера | | | |
| Оползень № 3 — 4 | I—I | 18,0 | 0,033 |

Результаты определения прочностных характеристик пород из обратных расчетов оползней Качарского карьера приведены в табл. 9.2. Анализ данных расчетов показывает, что повышенная обводненность глин значительно снижает величины прочностных характеристик пород; при этом угол внутреннего трения чеганских глин в откосах карьера уменьшается более чем на три градуса, а сцепление — в 1,5 раза. Для уплотненных отвальных пород, представленных пестроцветными неогеновыми и чеганскими глинами, характерно резкое (до 4 раз) снижение сцепления в результате избыточного их увлажнения атмосферными осадками. Все эти исследования необходимо учитывать при назначении параметров устойчивых откосов.

С целью более надежного определения показателей прочностных свойств пород восточного отвала Шубаркольского карьера были выполнены обратные расчеты оползня по трем разрезам (табл. 9.3).

Результаты определения прочностных характеристик пород методом обратных расчетов оползней на руднике «Алпыс» Майкаинского ГОКа приведены в табл. 9.4.

Таблица 9.3

*Результаты обратных расчетов оползня
восточного отвала Шубаркольского карьера*

| Разрез | Круглоцилиндриче- ская поверхность скольжения | | Поверхность скольжения, построенная по векторам сдвижения | | Средние | |
|---------|---|-----------------|---|-----------------|-----------|-----------------|
| | k , МПа | ρ , градус | k , МПа | ρ , градус | k , МПа | ρ , градус |
| I—I | 0,0252 | 17,7 | 0,0229 | 18,0 | 0,0241 | 17,8 |
| II—II | 0,0263 | 16,8 | 0,0260 | 16,5 | 0,0261 | 16,6 |
| III—III | 0,0317 | 16,2 | 0,0281 | 16,6 | 0,0299 | 16,5 |

10. СПОСОБЫ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ В ОДНОРОДНОЙ СРЕДЕ

10.1. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ПЛОСКОГО ОТКОСА

Геомеханическая модель — однородный массив. Данной геомеханической модели соответствует 5 расчетных схем, три из которых (1.1, 1.2, 1.3) предназначены для расчета параметров плоских откосов, две (1.4, 1.5) — откосов выпуклого профиля (см. табл. 3.3).

Расчетная схема 1.1 (табл. 3.3). Многочисленными исследованиями на моделях из эквивалентных (ВНИМИ) и оптически активных материалов (ВИОГЕМ, КарПТИ и др.) установлено, что наиболее напряженная поверхность в массиве в общем случае может быть представлена в виде логарифмической спирали. Направление действия наибольшего главного напряжения σ_1 вне зоны влияния открытой выработки вертикально, а в зоне ее влияния переменно (постепенно выполняется от вертикального положения до параллельного линии откоса).

В зоне влияния выработки участки поверхностей скольжения криволинейны и затем плавно переходят в прямые линии.

Форма поверхностей скольжения в ненагруженных однородных откосах определяется в конечном итоге направлением действия главных напряжений и величиной угла внутреннего трения ρ .

По всей длине поверхности скольжения угол между направлением действия σ_1 и площадками скольжения, касательными к поверхности скольжения, равен $\mu = 45^\circ - \rho/2$. Полное аналитическое решение по определению параметров предельного откоса, когда поверхность скольжения в откосе аппроксими-

рована логарифмической спиралью, изложено в работе проф. Н.С. Шпакова [2—4].

Автор рассматривает элементарный столбик с площадкой dx высотой h (в отсеке обрушения) и действующие на него силы. В момент предельного равновесия на него действуют следующие силы: собственный вес столбика δP ; реакции со стороны верхнего и нижнего смежных блоков E_1 и E_2 , величины и направления которых в общем случае неизвестны; реакция δR со стороны дуги сдвига, действующая на подошву столбика.

Обычно реакцию δR , отвечающую моменту предельного равновесия элементарного блока, принято раскладывать на три составляющие: нормальную $\delta N = \delta P \cos\delta$; часть касательной составляющей к дуге сдвига, обусловленной силами трения $\delta T_k = -\delta N \operatorname{tg}\rho$; часть касательной составляющей к дуге сдвига, обусловленной силами сцепления, и $\delta K_k = K_k dL$, где dL — элементарная длина кривой сдвига.

Поскольку каждый элементарный столбик находится в равновесии, то все действующие на него силы (δP , E_1 , E_2 , δR) должны образовывать замкнутый многоугольник, а линия действия этих сил пересекаться в одной точке. Если вся призма обрушения также находится в предельном равновесии, то действующие на нее силы также должны удовлетворять указанным условиям статики. При рассмотрении блока обрушения в целом силы взаимодействия E_1 и E_2 элементарных блоков (когда площадка блока dx бесконечно мала) можно рассматривать как внутренние силы и не учитывать их.

Из соотношения удерживающих и сдвигающих сил на отсек обрушения составлено уравнение коэффициента запаса устойчивости

$$n_{\min} = f(H, \alpha, \rho, k, \gamma), \quad (10.1)$$

где переменным взято отношение H/H_{90} как легко определимое.

Решение этого уравнения выполнено на ПЭВМ при следующих параметрах: угол наклона откоса α от 0° до 90° с шагом 2° ; угол внутреннего трения Φ от 0° до 42° с шагом 2° ; отношение $X = H/H_{90}$ от 1 до 20 с шагом 1,0. В результате получены

значения функциональной зависимости коэффициента запаса устойчивости от геометрических параметров откоса и физико-механических характеристик горных пород. По результатам вычислений составлены таблицы [2, 3].

Использование подобных таблиц или графиков полностью исключает необходимость трудоемких графических построений для определения коэффициента запаса устойчивости откоса.

Определение параметров предельного откоса. Уравнение (10.1) представляет собой отношение суммы удерживающих сил, к сумме сил, сдвигающих массив по наиболее слабой поверхности. Если суммы удерживающих и сдвигающих сил равны, то откос находится в предельном состоянии. Тогда, разрешая уравнение (10.1) при $n_{\min} = 1$, представляется возможным аналитически определить предельную высоту устойчивого откоса. Уравнение (10.1) решено при $n_{\min} = 1$. В результате решения уравнения (10.1) относительно H' и B' получены уравнения [5,6]

$$H'(B') = f(H, \alpha, \rho, k, \gamma). \quad (10.2)$$

Для снижения трудоемкости вычислительных работ составлена программа решения уравнения (10.2) на ПЭВМ. По результатам вычислений построены рабочие графики для значений угла внутреннего трения ρ от 0° до 40° с шагом 2° и углов откоса α от 0° до 90° с шагом 2° , которые охватывают практически все возможные сочетания физико-механических характеристик пород, которые могут встретиться на практике. Использование графиков позволяет быстро и просто определять предельные параметры (H или α) устойчивых откосов.

Расчетная схема 1.2 (табл. 3.3). Существующие способы расчета параметров устойчивых откосов зачастую даже при одинаковых прочностных характеристиках пород дают далеко неоднозначные результаты. В связи с этим при выборе того или иного способа расчета для конкретных инженерно-геологических условий необходим большой предварительный анализ.

В подтверждение вышеуказанного приводятся результаты расчета параметров (предельной высоты и ширины призмы возможного обрушения) откоса, сложенного глинистыми порода-

ми. Расчеты выполнены по способам [3, 6, 7, 23, 24] при следующих характеристиках горных пород: сцепление $k = 0,052$ МПа; угол внутреннего трения $\rho = 13^\circ, 5$; плотность $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³; угол откоса $\alpha = 30^\circ$ (табл. 10.1).

Анализ данных табл. 10.1 показывает, что значения предельной высоты откоса, определенные различными способами, различаются весьма незначительно, в то время как значения ширины призмы возможного обрушения колеблются в значительных пределах. В подобных случаях согласно рекомендациям [3,7] для окончательного установления предельных параметров откосов следует провести поверочные расчеты методом алгебраического суммирования сил по наиболее слабой поверхности с целью определения коэффициента запаса устойчивости откоса n . Приведенные в табл. 10.1 результаты графоаналитических расчетов коэффициента запаса при числе блоков $K = 5$ и $K = 10$ показывают, что в ряде случаев его значение отличается от 1 и существенно зависит от количества расчетных блоков, на которое разбивается призма возможного обрушения. Следовательно, в рассматриваемых методах расчета положение наиболее слабой поверхности скольжения в большинстве случаев не соответствует предельному состоянию откоса.

Таблица 10.1

Результаты сопоставимых расчетов параметров предельных откосов по различным способам

| № п/п | Способ расчета | Предельная высота откоса H , м | Ширина призмы возможного обрушения B , м | Коэффициент запаса устойчивости предельного откоса при числе блоков | |
|----------|-------------------|--|--|---|----------|
| | | | | $K = 5$ | $K = 10$ |
| 1 | [3] | 42,9 | 7,0 | 0,97 | 0,99 |
| 2 | [5,6] | 42,4 | 25,3 | 0,99 | 1,00 |
| 3 | [23] | 42,9 | 19,9 | 1,03 | 1,01 |
| 4 | [24] | 50,0 | 16,2 | 0,96 | 0,98 |

Инструктивными материалами [8,9] для окончательного установления параметров откосов рекомендуется проводить поверочные расчеты методом алгебраического суммирования сил по наиболее слабой поверхности с целью определения минимального коэффициента запаса устойчивости откоса. Графоаналитическое определение коэффициента запаса устойчивости откоса n , особенно в области его минимальных значений (n близок к 1) не обеспечивает требуемой точности.

Поэтому предлагается численно-аналитический способ расчета параметров предельных откосов и коэффициента устойчивости, реализованный на ПЭВМ. В предложенном способе [3] используется модель «расщепленного откоса» обрушения, разложение сил производится по схеме К. Терцаги, за поверхность скольжения принята круглоцилиндрическая поверхность. Основной недостаток разложения сил по схеме К. Терцаги (неучет сил взаимодействия между блоками) здесь устраняется интегрированием сил по наиболее напряженной поверхности. Положение этой поверхности в массиве устанавливается на основе результатов расчета на ПЭВМ коэффициента устойчивости по ряду потенциальных поверхностей скольжения с использованием метода последовательных приближений.

Построение поверхности скольжения выполняется в последовательности (см. рис. 2.4), описанной ранее в главе 2.

Для каждой поверхности скольжения вычисляется коэффициент запаса устойчивости как отношение сумм удерживающих и сдвигающих сил, которые находятся интегрированием элементарных сил, действующих по поверхности скольжения.

В зависимости от заданной геометрии откоса и прочностных характеристик пород при решении задач по расчетной схеме 1.2 возможны три варианта:

вариант 1 — $\alpha > \mu$, когда $A_1 < \beta_1$; $A_1 = \alpha - \mu$;

вариант 2 — $\alpha > \mu$, когда $A_1 > \beta_1$; $A_1 = \alpha - \mu$;

вариант 3 — $\alpha < \mu$, $A_1 = \mu - \alpha$.

Рассмотрим 1-й вариант расчетной схемы 1.2 (рис. 10.1).

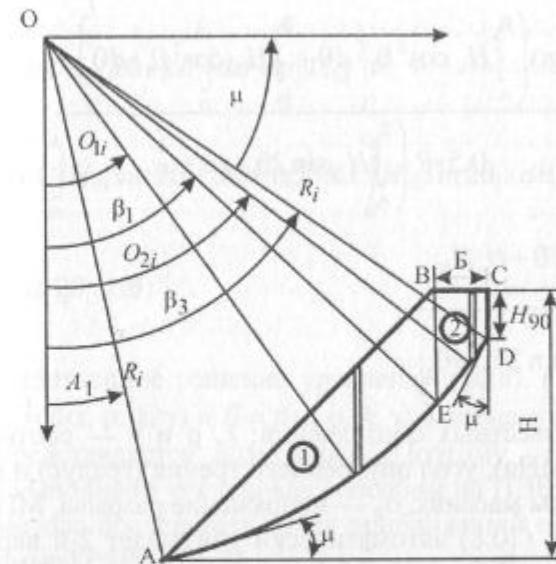


Рис. 10.1. Схема к расчету устойчивости однородного массива при $\alpha > \mu$, когда $A_1 < \beta_1$; $A_1 = \alpha - \mu$

Необходимые для расчета элементы определяются из выражений [2,3]:

$$\beta_1 = \arcsin(\cos\mu - B_i / R_i); \quad (10.3)$$

$$\beta_3 = 45^\circ + \rho/2; \quad (10.4)$$

$$A_1 = \alpha - \mu. \quad (10.5)$$

Высота i -го блока 1-го отсека определится как

$$H_{1i} = \frac{R_i}{\cos\alpha} [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H_{90} + \tan\alpha \cdot B_i; \quad (10.6)$$

высота i -го блока 2-го отсека определится как

$$H_{2i} = R_i (\cos\theta_i - \sin\mu) + H_{90}. \quad (10.7)$$

Тогда общая формула коэффициента запаса устойчивости откоса для рассматриваемого случая запишется в виде [2, 3]:

$$n = \frac{\gamma R_i \operatorname{tg}(\int_{A_1}^{\beta_1} H_{1i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{2i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta) +}{0.5 \gamma R_i \left(\int_{A_1}^{\beta_1} H_{1i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \right.} \\ \left. + k R_i \int_{A_1}^{\beta_1} d\theta + \sigma_p H_{90} \right. \\ \left. + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{2i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right)}{+ k R_i \int_{A_1}^{\beta_1} d\theta + \sigma_p H_{90}}, \quad (10.8)$$

где кроме известных обозначений: k , ρ и γ — соответственно сцепление (МПа), угол внутреннего трения (градус) и плотность ($\text{кг}/\text{м}^3$) породы массива; σ_p — напряжение разрыва, МПа.

Формула (10.8) автоматически учитывает 2-й вариант расчетной схемы 1.2 (см. рис. 10.1), когда $\alpha > \mu$ и $A_1 > \beta_1$.

Для третьего варианта расчетной схемы 1.2 (рис. 10.2), когда $\alpha > \mu$, согласно работам [2,3], необходимые элементы для расчета определяются как

$$H_{1i} = \frac{R_i \cos(\theta_i + \alpha)}{\cos \alpha} - R_i \sin \mu + H_{90} - R_i \cos \mu \cdot \operatorname{tg} \alpha + B_i \operatorname{tg} \alpha. \quad (10.9)$$

Высота элементарного блока второго и третьего отсеков обрушения определится аналогично высоте элементарного блока соответственно первого и второго отсеков в первом варианте расчетной схемы 1.2:

$$H_{2i} = \frac{R_i}{\cos \alpha} [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H_{90} + \operatorname{tg} \alpha \cdot B_i; \quad (10.10)$$

$$H_{3i} = R_i (\cos \theta_i - \sin \mu) + H_{90}. \quad (10.11)$$

Тогда выражение для определения коэффициента запаса устойчивости откоса для рассматриваемого варианта расчетной схемы запишется в виде:

$$n = \left(\gamma R_i \operatorname{tg}(\int_0^{A_1} H_{2i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_0^{\beta_1} H_{3i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \right.$$

$$\left. + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + k R_i \int_0^{\beta_1} d\theta + \sigma_p H_{90} \right) \times \\ \times \left(0.5 \gamma R_i \left(\int_0^{\beta_1} H_{2i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + 0.5 \gamma R_i \left(\int_0^{\beta_1} H_{3i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \right. \right. \right. \\ \left. \left. \left. + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right) \right)^{-1} \right). \quad (10.12)$$

Непосредственное решение уравнений (10.8), (10.12) относительно $H = f(\alpha, \rho, k, \gamma)$ и $B = f(\alpha, \rho, k, \gamma)$ в элементарных функциях не представляется возможным. Поэтому решение всех уравнений выполнено численным способом на ПЭВМ с использованием метода последовательных приближений по составленной программе SPSP01 [2,3].

В результате решения задачи на ПЭВМ на печать выдаются параметры предельного откоса (либо откоса с коэффициентом запаса n), элементы, необходимые для построения его контура и

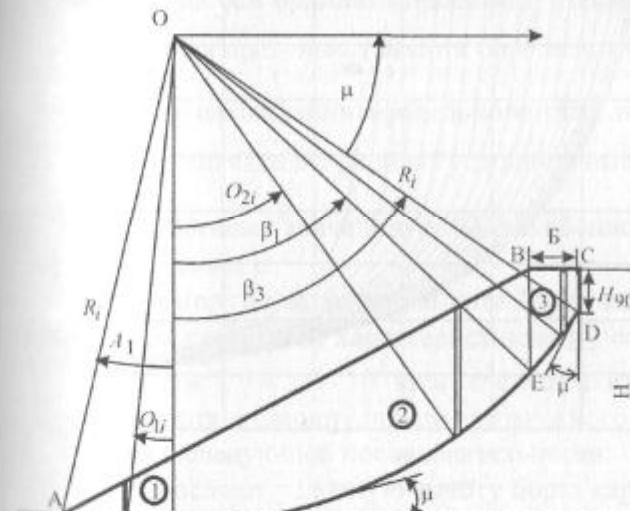


Рис. 10.2. Схема к расчету устойчивости однородного массива при $\alpha < \mu$, $A_1 = \mu - \alpha$

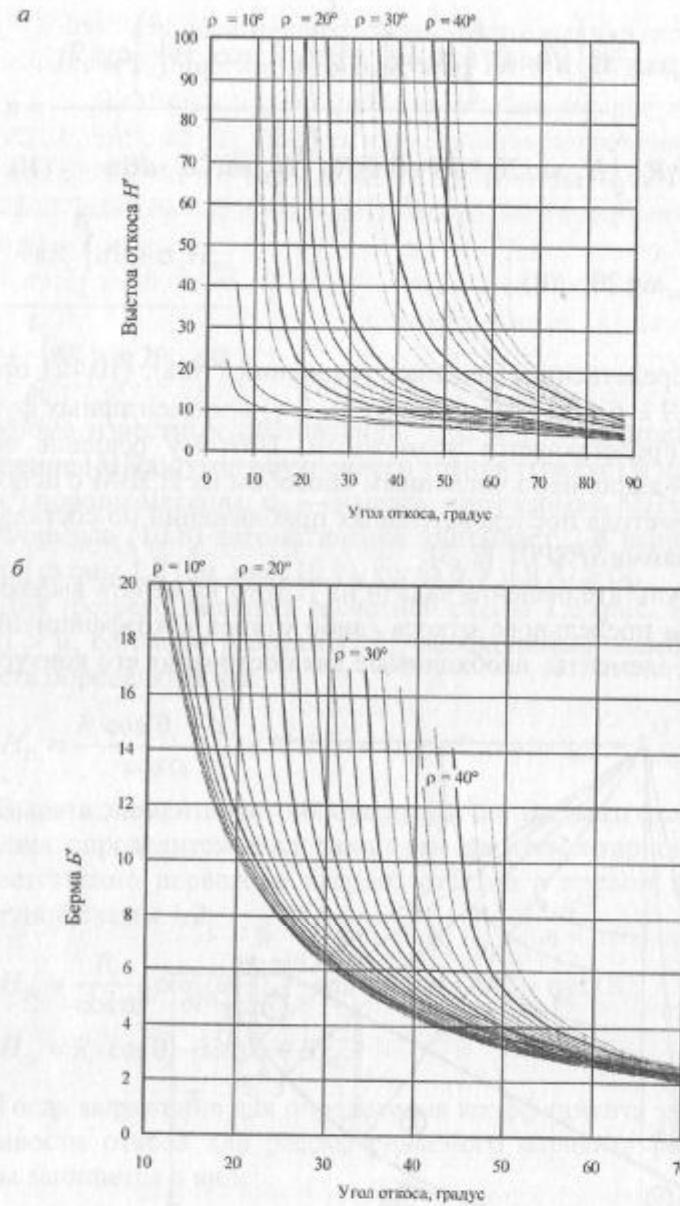


Рис. 10.3. Графики зависимости условной высоты откоса (а) и ширины призмы возможного обрушения (б) от его угла при различных значениях угла внутреннего трения ρ

290

поверхности скольжения, а также графики зависимостей $H = f(\alpha, \rho, k, \gamma)$ и $B = f(\alpha, \rho, k, \gamma)$ с таблицей их значений для возможности последующего анализа и графических построений.

Для непосредственного определения параметров предельного откоса H , B или α , B по результатам машинного счета составлены специальные графики зависимости условной высоты плоского откоса (рис. 10.3, а) и ширины призмы возможного обрушения (рис. 10.3, б) от его угла при различных значениях угла внутреннего трения пород.

Для этого с учетом заданного коэффициента запаса устойчивости откоса n определяют расчетные значения прочностных характеристик пород k_n, ρ_n ; затем по графикам $H' = f(\alpha, \rho)$ и $B' = f(\alpha, \rho)$ находят параметры предельного откоса в следующем порядке:

- При определении высоты откоса по заданному его углу на графике $H' = f(\alpha, \rho)$ рис. 10.3, а через точку на оси абсцисс, соответствующую значению заданного угла α , проводят ординату до кривой, соответствующей расчетному углу внутреннего трения ρ_n ; на оси ординат определяют условную высоту откоса H' . Истинная предельная высота определится как $H = H' \frac{k}{\gamma}$.

- При нахождении предельного угла откоса по заданной его высоте сначала вычисляют условную высоту $H' = H \frac{k}{\gamma}$; далее по расчетному значению ρ_n на оси абсцисс находят предельный угол откоса α .

Например, по заданной высоте борта карьера $H = 234$ м и известным расчетным характеристикам $\rho_n = 22^\circ$, $k_n = 0,3$ МПа ($30 \cdot 10^3$ кг/м²), $\gamma = 2,5 \cdot 10^3$ кг/м³ следует найти предельный угол наклона борта и ширину призмы возможного обрушения. Задача решается в следующей последовательности:

I. Вычисляют условную высоту борта карьера

$$H' = H \frac{k}{\gamma} = 234 / \frac{30 \cdot 10^3}{2,5 \cdot 10^2} = 19,5 .$$

2. По графику рис. 10.3, а для $\rho_n = 22^\circ$ определяют угол борта $\alpha = 42^\circ$.

3. По графику рис. 10.3, б для $\rho_n = 22^\circ$ и $\alpha = 42^\circ$ находят условную величину $B' = 4,8$.

4. Истинная ширина призмы возможного обрушения, соответствующая предельному состоянию массива, будет равна $B = B' \frac{k}{\gamma} = 4,8 \cdot 30/2,5 = 57,6$ м, а высота откоса $H = H' \frac{k}{\gamma} = 19,5 \times 30/2,5 = 234,0$ м.

В зависимости от поставленной цели программа SPSP01 позволяет решать три задачи, приведенные в разд. 2.1.

В дальнейшем были усовершенствованы алгоритмы решения этих трех задач и составлены новые программы, позволяющие более качественно и надежно оценивать устойчивость карьерных откосов.

Решение уравнений (10.8) и (10.12) применительно к однородному откосу выполнено численным способом на ПЭВМ с использованием метода последовательных приближений по программам KZY72, PREDH, PREDALP, Sp01n, PRED_N. В решении по этим программам учитывается, что при расчете устойчивости карьерных откосов на основе теории предельного равновесия по круглоцилиндрическим или плавным поверхностям скольжения предполагается, что обрушение откоса происходит только по одной поверхности. В момент предельного равновесия призмы возможного обрушения в каждой точке на поверхности скольжения касательные напряжения $\tau_{\text{пред}}$ для любой элементарной площадки отвечают уравнению (2.1).

В результате решения по перечисленным программам на печать выдаются параметры предельного откоса (либо откоса с заданным коэффициентом запаса устойчивости), а также информация, необходимая для построения контура предельного откоса и поверхности скольжения, и графики зависимостей $H(B) = f(\alpha, k, \rho, \gamma, n)$ с таблицей их значений.

Программы KZY72, PREDH, PREDALP, Sp01n, PRED_N, разработанные для геомеханической модели однородного

массива, позволяют решать все три задачи, перечисленные в разд. 2.1.

Рассмотрим инструкцию по пользованию этими программами.

10.2. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ PREDH

Определяем предельную высоту откоса H и ширину призмы возможного обрушения B для заданных физико-механических характеристик массива и проектного угла α (предельного) откоса. Запуск осуществляется файлом исходных данных PREDH.DAT (PREDH1.DAT) в следующей последовательности:

1. C, F, G, A10, HP11

2.

10.

где С — сцепление; F — угол внутреннего трения; G — плотность; A10 — проектный угол откоса (предельный); HP11 — приближенная высота откоса. Высота может быть больше или меньше предельной, допустимая погрешность может находиться в пределах 1,5—2 раза, превышающих истинную. Во второй и третьей строке вводится символьная информация (см. пример ниже), сам файл приведен в приложении на CD.

Пример

Определить предельную высоту откоса с углом наклона 28 градусов и при следующих физико-механических характеристиках:

$C = 0,052$ МПа; $F = 13,5^\circ$; $G = 1,8$ т/м³.

Тогда файл с исходными данными (PREDH1.DAT) запишется
5.2, 110.5, 1.8, 28, 120

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ PREDH.BAS КАЧАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

В результате решения на ПЭВМ получим следующее.

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например PREDH_1. На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ И В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ РЕДАКТОРЕ ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;

«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»; вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например PREDH_2.

В результате решения компьютер выдаст информацию на экран монитора и в файлы.

АВТОР РАЗРАБОТКИ ПРОФЕССОР ШПАКОВ П.С.
КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ PREDH1.BAS
КАЧАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$C = 5.2$ $F = 110.5$ $G = 1.8$ $A10 = 28$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

НАЧАЛЬНАЯ ВЫСОТА HP11 = 120

ПРЕДЕЛЬНАЯ ВЫСОТА HP1 = 54.81

ЧИСЛО ИТЕРАЦИЙ K2 = 13

$A = 28$ $H90 = 7.33$ $BV1 = 22.24$

$HP1 = 54.8$ $R = 130.116$

$C = 5.2$ $AF1 = 110.5$ $G = 1.8$

Кроме этого, на экран выводятся результаты решения и контур борта карьера с поверхностью скольжения. Результат можно распечатать клавишей «печать экрана».

Из рис. 10.1, 10.2 видно, что по полученным данным легко построить контур откоса и поверхность скольжения. Для этого на горизонтальной линии откладываем отрезок $BC = B = 22,24$ м. Из точки B под углом $\alpha = 28^\circ$ к горизонтали BC проводим линию BA до пересечения с горизонтальной линией, проведенной на расстоянии H от линии BC , в результате чего получаем точку A . Из точки C восстанавливаем перпендикуляр $CD = H_{90} = 7,33$ м. Под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2 = 38,25^\circ$ к вертикали проводим линию DE и в точке D восстанавливаем перпендикуляр длиной $K = 130,2$ м. Получаем точку O , которая будет являться центром окружности, аппроксимирующей поверхность скольжения. Из точки O проводим дугу окружности AD . Контролем правильности построения является центральный угол при точке O , он должен быть равным $90^\circ - \alpha = 62^\circ$.

Для более точного отображения (с учетом масштаба или для построения на графопостроителе) входим с файлом PREDH_2 в

любой графический редактор, например STATGRAF или EXCEL и строим контур борта карьера и поверхность скольжения (рис. 10.4).

10.3. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ PREDALP

Определяем предельный угол откоса для заданной проектной (предельной) высоты откоса и заданных физико-механических характеристик массива, т.е. решается задача, обратная предыдущей.

Запуск осуществляется файлом исходных данных PREDALP.DAT(PREDALP1.DAT) в следующей последовательности:

1. C, F G, HP1, A10

2.

10.

где C — сцепление; F — угол внутреннего трения; G — плотность; $HP1$ — проектная (предельная) высота откоса; $A10$ — приближенный угол откоса. Угол может быть больше угла внутреннего трения или меньше 90° .

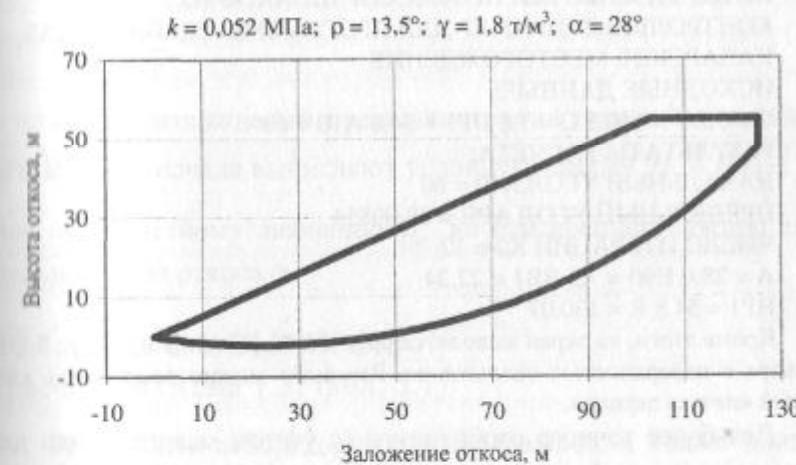


Рис. 10.4. Построение контура откоса и поверхности скольжения в excel

Во второй и третьей строках вводится символьная информация (см. пример на CD).

Пример

Определить предельный угол откоса, если предельная (проектная) высота откоса $H = 54,8$ м при следующих физико-механических характеристиках:

$$C = 0,052 \text{ МПа}; F = 13,5^\circ; G = 1,8 \text{ т/м}^3.$$

Тогда файл с исходными данными (PREDALP1.DAT) запишется
5.2, 110.5, 1.8, 54.8, 60

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ PREDALP1.BAS КАЧАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

В результате решения на ПЭВМ получим следующее.

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например PREDALP_1.

На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ РЕДАКТОРЕ ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;

«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например PREDALP_2.

АВТОР РАЗРАБОТКИ ПРОФЕССОР ШПАКОВ П.С.

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ PREDALP1.BAS КАЧАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$$C = 5.2 \text{ F} = 110.5 \text{ G} = 1.8 \text{ HP1} = 54.8 \text{ A10} = 60$$

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА:

НАЧАЛЬНЫЙ УГОЛ А10 = 60

ПРЕДЕЛЬНЫЙ УГОЛ APR = 28.00854

ЧИСЛО ИТЕРАЦИЙ K2 = 12

A = 28.0 H90 = 7.3 BB1 = 22.24

HP1 = 54.8 R = 130.07

Кроме этого, на экран выводятся результаты решения и контур борта карьера с поверхностью скольжения. Результат можно распечатать клавишей «печатать экрана».

Для более точного отображения (с учетом масштаба или для построения на графопостроителе) входим с файлом PREDALP_2, в любой графический редактор, например STATGRAF или EXCEL, и

строим контур борта карьера и поверхность скольжения, которые аналогичны рис. 10.4, так как результаты одинаковы (решалась прямая и обратная задачи). Как видно из решения, прямая и обратная задачи сходятся, что говорит о правильности решения.

Для приблизительной оценки и определения параметров предельного откоса H , B или α , B по результатам машинного счета составлены специальные графики зависимости условной высоты плоского откоса и ширины призмы возможного обрушения от его угла при различных значениях угла внутреннего трения пород [2, 3].

Для этого с учетом заданного коэффициента запаса устойчивости откоса n определяют расчетные значения прочностных характеристик пород k_n , ρ_n ; затем по графикам $H' = f(\alpha, \rho)$ и $B' = f(\alpha, \rho)$ находят параметры предельного откоса в следующем порядке:

1. При определении высоты откоса по заданному его углу на графике $H' = f(\alpha, \rho)$ через точку на оси абсцисс, соответствующую значению заданного угла α , проводят ординату до кривой, соответствующей расчетному углу внутреннего трения ρ_n ; на оси ординат определяют условную высоту откоса H' . Истинная предельная высота определяется как

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

2. При нахождении предельного угла откоса по заданной его высоте сначала вычисляют условную высоту $H' = H / \frac{k}{\gamma}$; далее по расчетному значению ρ_n на оси абсцисс находят предельный угол откоса α .

10.4. ОТКОС С ВЫПОРОМ (расчетная схема 1.3, табл. 3.1)

Результаты лабораторных исследований, а также данные инструментальных наблюдений, проведенные за деформациями отвалов на ряде карьеров Казахстана (Качарский ГОК, Тургай-

ские карьеры, Златоуст-Беловский и т.д.) показывают, что поверхность скольжения оползней, будучи обычно вогнутой, далеко не всегда является круглоцилиндрической, т.е. имеющей одинаковую кривизну на всем своем протяжении: постоянная кривизна поверхности скольжения свойственна только однородным (квазиоднородным) массивам при определенных соотношениях угла откоса и угла внутреннего трения, слагающих откосы пород. Анализ показывает, что при $\alpha < (45^\circ - \mu/2)$ происходит выпор пород в области нижней бровки откоса, в которой поверхность скольжения меняет свою кривизну в сторону ее увеличения. Построенные по результатам моделирования и натурных съемок оползней поверхности скольжения свидетельствуют о том, что отдельные участки могут быть аппроксимированы дугами окружностей различных радиусов. Для однородного массива такая поверхность может быть представлена в виде дуг двух окружностей.

Поверхность скольжения при этом является монотонной и аппроксимируется дугами двух окружностей (рис. 10.5).

В этом случае поверхность скольжения начинается с глубины H_{90} (линия CD), отстоящей от верхней бровки откоса на расстоянии B . Затем она располагается под углом μ к главному напряжению и на криволинейном участке CD_1M аппроксимируется дугой окружности с радиусом R_{1i} , проходящей до вертикали. Центральный угол, соответствующий дуге сдвига ($\beta_3 = 90^\circ - \mu$). В дальнейшем поверхность скольжения плавно переходит в дугу MA_i , которая, начиная с точки M , имеющей заглубление h_i , получает обратный угол и выходит на дневную поверхность под углом μ в точке A_i , отстоящей от нижней бровки откоса на расстоянии $AA_i = L_i$. Эта часть поверхности скольжения аппроксимируется дугой окружности с радиусом R_{2i} , соответствующей центральному углу $\mu = \beta_4$.

Для каждой бермы отстраивается всего одна поверхность скольжения с конкретной величиной выпора L , хотя, как будет показано ниже, для одной величины призмы возможного обрушения можно отстроить целое семейство поверхностей скольжения, изменяя величины заглубления h и выпора L (рис. 10.6).

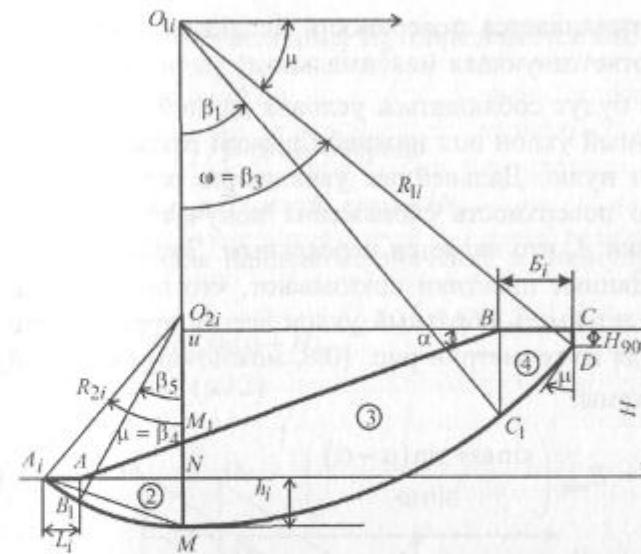


Рис. 10.5. Построение поверхности скольжения и расчетная модель для схемы «откос с выпором»

Рассмотрим принципиальную схему по отысканию в массиве потенциальной поверхности скольжения, по которой коэффициент запаса устойчивости будет минимальным [3] (рис. 10.5).

Поверхность скольжения для H , соответствующей R_i и L_i , приведена на рис. 10.5.

Для решения конкретной задачи задаются шириной призмы возможного обрушения от B_{\min} до B_{\max} с шагом ΔB . Затем для каждого значения $B_i = \text{const}$ выполняются построения в следующей последовательности.

- Строится наиболее опасная поверхность скольжения (кривая 1) с радиусом R_{\min} (см. рис. 10.6) для свободного откоса при условии отсутствия выпора, т.е. $L = 0$. Величина R_{\min} определяется по формуле

$$R_{\min} = (H_{90} \cos \alpha + B_i \sin \alpha) / [\sin(\alpha + \mu) - \cos \mu]. \quad (10.13)$$

2. Отыскивается поверхность скольжения (кривая 2, рис. 10.6), соответствующая максимальному радиусу R_{\max} , для которого еще будут соблюдаться условия данной расчетной схемы, т.е. обратный уклон под нижней бровкой откоса (точкой A) будет равен нулю. Дальнейшее увеличение радиуса приводит к тому, что поверхность скольжения получает обратный уклон левее точки A, что является нереальным. Эксперименты на моделях и данные практики показывают, что поверхность скольжения будет иметь обратный уклон всегда правее точки A. Тогда, исходя из геометрии рис. 10.6, можно определить R_{\max} для данной схемы:

$$R_{\max} = R_{\min} \left(\frac{\sin \omega + \sin(\mu - \alpha)}{\sin \omega} \right), \quad (10.14)$$

где $\omega = 45^\circ + \frac{\rho}{2}$, а R_{\min} определяется по формуле (10.13).

3. Отстраивается семейство поверхностей скольжения с радиусами R_{ii} и R_{2i} , изменяющимися от R_{\min} до R_{\max} с шагом ΔR . Это изменение соответствует изменению величин выпора L_i от 0 до L_{\max} , заглубления h_i от h_{\min} до h_{\max} (рис. 10.5).

Для каждой поверхности скольжения определяется коэффициент запаса устойчивости. Далее для каждой поверхности скольжения с радиусом R_{ii} , R_{2i} (см. рис. 10.6) изменяют величину выпора от максимальной величины L_i до минимальной $L = 0$ с шагом ΔL при неизменных R_{ii} , R_{2i} , h_i (рис. 10.5), что влечет за собой изменение и ширины призмы возможного обрушения от B_i до $B = B_i + \Delta L$, для вновь образованных поверхностей скольжения каждый раз вычисляются коэффициенты запаса устойчивости. Из всего семейства поверхностей выбирается потенциальная поверхность скольжения с наименьшим коэффициентом запаса. Далее все вычисления повторяются через шаг ΔB до B_{\max} .

Для выведения общей формулы определения коэффициента запаса устойчивости откоса найдем необходимые для расчета геометрические элементы.

Исходя из рис. 10.5 величина R_{2i} определяется как

$$R_{2i} = A_i M / 2 \sin(\mu/2), \quad (10.15)$$

где $A_i M = h_i / \sin(\mu/2)$. В свою очередь

$$h_i = R_{ii} - H - O_{ii} u, \text{ а } O_{ii} u = R_{ii} \sin \mu - H_{90}.$$

Тогда, подставляя найденные значения в формулу (10.15), получим

$$R_{2i} = \frac{R_{ii} - H - R_{ii} \sin \mu + H_{90}}{2 \sin^2(\mu/2)}. \quad (10.16)$$

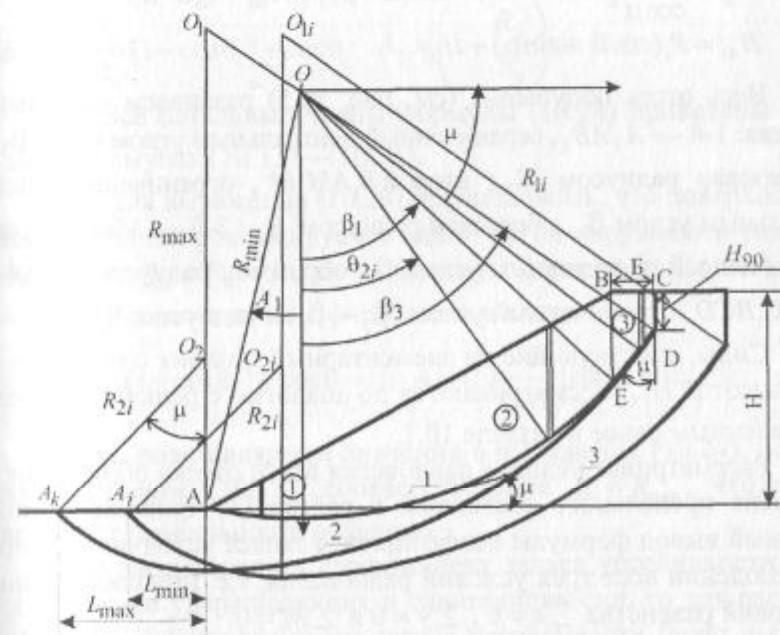


Рис. 10.6. Расчетная схема по определению параметров предельного откоса при $\alpha < (45^\circ - \rho/2)$ и $\rho < 13^\circ$ (схема с выпором):

1 — потенциальная поверхность скольжения для H , соответствующей R_{\min} и $L = 0$; 2 — потенциальная поверхность скольжения для H , соответствующей R_{\max} и L_{\max} ; 3 — смещенная потенциальная поверхность скольжения (2) на величину ΔL .

Углы β_i определяются по формулам:

$$\beta_1 = \arcsin(\cos\mu - B_i/R_i); \quad (10.17)$$

$$\beta_3 = 45^\circ + \rho/2; \quad (10.18)$$

$$\beta_4 = \mu, \beta_5 = \arcsin(AN/R_{2i}). \quad (10.19)$$

Из геометрических соотношений находим высоты для i -х отсеков [2, 3]:

$$H_{ii} = R_{2i}(\cos\theta_i - \cos\mu). \quad (10.20)$$

$$H_{2i} = R_{2i}(\cos\theta_i - \cos\mu) + (L_i - L - R_{2i}\sin\theta_i) \cdot \operatorname{tg}\alpha. \quad (10.21)$$

$$H_{3i} = \frac{R_i}{\cos\alpha} [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H_{90} + \operatorname{tg}\alpha \cdot B_i. \quad (10.22)$$

$$H_{4i} = R_i(\cos\theta_i - \sin\mu) + H_{90}. \quad (10.23)$$

Весь отсек обрушения (см. рис. 10.5) разбиваем на четыре отсека: 1-й — A_iAB_{1i} , ограниченный центральным углом ($\beta_4 - \beta_5$), образован радиусом R_{2i} ; второй $B_{1i}AM_iM$, ограниченный центральным углом β_5 , образован радиусом R_{2i} ; 3-й — MM_iBC_{1i} , ограниченный центральным углом β_1 , образован радиусом R_{ii} ; 4-й — C_iBCD , ограниченный углом ($\beta_3 - \beta_1$) с радиусом R_{ii} .

Силы, действующие на элементарный столбик с площадкой dx высотой H_i , рассматриваются по аналогии с решением, представленным ранее в разделе 10.1.

Рассматривая условие равновесия всего отсека обрушения в момент предельного состояния, в работе [3] приводится подробный вывод формулы коэффициента запаса устойчивости при соблюдении всех трех условий равновесия, т.е. при соблюдении условий равенства $\sum x = 0$, $\sum y = 0$ и $\sum M = 0$:

$$\frac{\gamma \cdot \operatorname{tg} \cdot \rho_n \left[R_{ii} \left(\int_0^{\beta_1} H_{3i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_3} H_{4i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) + \right]}{0,5\gamma R_{ii} \left(\int_0^{\beta_1} H_{3i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_3} H_{4i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right)} -$$

$$\frac{+ R_{2i} \left(\int_0^{\beta_3} H_{2i} A \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_{ii} A \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) +}{- 0,5\gamma \frac{R_{2i}^2}{R_{ii}} \left(\int_0^{\beta_3} H_{2i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_{ii} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right) -} \\ + k_n \left(\int_0^{\beta_1} R_{ii} d\theta + \int_0^{\beta_3} R_{2i} A d\theta \right) + \sigma_p H_{90} = 1, \quad (10.24)$$

$$\text{где } A = \frac{R_{2i}}{R_{ii}} (1 - \cos\theta_i) + \cos\theta_i, \quad A_1 = \left(1 - \frac{R_{2i}}{R_{ii}}\right) \sin\theta_i.$$

Все остальные члены формулы (10.24) приведены выше в формулах (10.13) — (10.21).

Если для выражения (10.24) предположить, что поверхность скольжения аппроксимируется одной дугой окружности радиусом R , т.е. $R_{2i} = R_{ii} = R$, то значения коэффициентов A и A_1 запишутся с соответствием с формулами в виде:

$$A = \frac{R}{R} (1 - \cos\theta_i) + \cos\theta_i = 1; \quad A_1 = \left(1 - \frac{R}{R}\right) \sin\theta_i = 0.$$

Тогда, подставляя эти значения в выражение (10.24), получим уравнение (10.12), соответствующее $R_i = R_{\max}$, что подтверждает правильность решения.

Если рассматривать коэффициент запаса устойчивости как соотношение удерживающих и сдвигающих сил, то для расчетной схемы 1.3 коэффициент запаса устойчивости будет вычисляться согласно [3] по формуле (10.25).

Непосредственное решение уравнений (10.24) и (10.25) относительно H и B в элементарных функциях не представляется возможным. Поэтому их решение выполнено численным способом на ПЭВМ с использованием метода последовательных приближений по специально разработанному алгоритму. Разработа-

на программа SPB1310. Программа позволяет решать сформулированные ранее задачи 1 и 2 для однородного откоса (расчетная схема 1.2).

$$n = \frac{\gamma R_{2i} \operatorname{tg} \rho_n \left(\int_0^{\beta_3} H_{2i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_{1i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) +}{-0.5 \gamma R_{2i} \left(\int_0^{\beta_3} H_{2i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_{1i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right) + 0.5 \gamma R_{1i} \times} \\ + k_n R_{2i} \int_0^{\beta_4} d\theta + \gamma R_{1i} \operatorname{tg} \rho_n \left(\int_0^{\beta_1} H_{3i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \right. \\ \left. \times \int_0^{\beta_1} H_{3i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \right. \\ \left. + \int_{\beta_1}^{\beta_3} H_{4i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) + k_n R_{1i} \int_0^{\beta_3} d\theta + \sigma_p H_{90} \\ + \int_{\beta_1}^{\beta_3} H_{4i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right) \quad (10.25)$$

Многочисленные расчеты, проведенные по полной (10.24) и упрощенной (10.25) формулам, показали, что разница в расчетах не превосходит 0,5 %, поэтому для криволинейных поверхностей скольжения, аппроксимирующихся несколькими плавно переходящими друг в друга дугами окружностей, при интегрировании сил по поверхности скольжения либо при разбиении призмы возможного обрушения на большое (> 40) число блоков возможно применение способа алгебраического суммирования сил по поверхности скольжения, т.е. применять формулу (10.25). Это положение ранее было обосновано Г.Л. Фисенко [10] на основе способа многоугольника сил.

В результате решения задачи на ПЭВМ строится график зависимости минимальных коэффициентов запаса устойчивости от B , H , α с таблицей их значений. Одновременно на печать выдаются исходные данные, предельные параметры откоса H , B , α

и геометрические элементы (L — ширина выпора, h — заглубление поверхности скольжения и радиусы R_1 и R_2), необходимые для построения поверхности скольжения и контура предельного откоса.

10.5. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SPB133

Запуск осуществляется файлом исходных данных «SPB1310.dat» в следующей последовательности:

1. B10, B11, A10, A11, C, F, G, HP
- 2.
- 10.

Здесь $B10 + B11$ — диапазон, в пределах которого может находиться поверхность скольжения (ширина призмы возможного обрушения); $A10 + A11$ — диапазон, в пределах которого может находиться предельный угол. После первого предварительного решения этот диапазон можно уточнить и сузить. $A10$ — проектный угол откоса (предельный, при решении первой задачи) или нижний диапазон; $A11$ — конечное значение угла, для которого ищется HP-проектная высота откоса (верхний диапазон). При решении первой задачи $A10 = A11$. C — сцепление; F — угол внутреннего трения; G — плотность; HP — проектная высота откоса, для первой задачи $HP = 0$.

Во второй и третьей строках вводится символьная информация (см. пример ниже).

Задача 1

Определить параметры предельного борта карьера H , B с углом наклона $\alpha = 20^\circ$ при следующих расчетных физико-механических характеристиках пород: $\rho = 10^3$, $k = 0,047$ МПа, $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³.

Файл с исходными данными «SPB1310.dat» запишется
0.0 30.0 20. 20. 4.7 10.0 2.0 0.

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPB133 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСА С ВЫПОРОМ

В результате решения на ПЭВМ получим

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например SPB133_1 (см. приложение на CD).

На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА»;
«БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ»
«РЕДАКТОР ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;
«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например SPB133_2 (см. приложение на CD).

В результате решения файл SPB133_1 выглядит следующим образом (см. приложение на CD).

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPB133
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С ВЫПОРОМ ДЛЯ КАРЬЕРА ЮЖНЫЙ
РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPB133
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С ВЫПОРОМ ПО МЕТОДУ
П.С. ШПАКОВА

АВТОР ПРОГРАММЫ: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$C = 4.7 F = 10 G = 2 A_{10} = 20 A_{11} = 20 B_{10} = 0 B_{11} = 30 H_P = 0$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

$y = 1.350 H = 22.76 B = 11.11 R_1 = 70.67 R_2 = 34.59 L = 2.74$

$y = 1.263 H = 25.80 B = 14.20 R_1 = 810.23 R_2 = 40.73 L = 4.85$

$y = 1.191 H = 28.85 B = 12.60 R_1 = 89.95 R_2 = 37.98 L = 1.46$

$y = 1.134 H = 31.90 B = 14.62 R_1 = 101.74 R_2 = 42.95 L = 10.30$

$y = 1.088 H = 34.94 B = 17.18 R_1 = 1110.53 R_2 = 47.93 L = 4.60$

$y = 1.050 H = 37.99 B = 19.55 R_1 = 125.32 R_2 = 52.91 L = 6.09$

$y = 1.018 H = 41.04 B = 21.72 R_1 = 137.11 R_2 = 57.89 L = 7.77$

$y = 0.990 H = 44.08 B = 210.71 R_1 = 148.90 R_2 = 62.86 L = 9.65$

$y = 0.966 H = 47.13 B = 25.50 R_1 = 160.69 R_2 = 67.84 L = 11.71$

$y = 0.945 H = 50.18 B = 28.50 R_1 = 172.48 R_2 = 72.82 L = 12.57$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

$A(H) = 42.92 B = 22.52 r_1 = 144.40 R_2 = 60.96 h_2 = 14.26$

$L = 9.36 H_{90} = 5.60$

(показаны расчеты из файла только для 10 точек, фактически расчет ведется для 20 точек, и так будет во всех остальных расчетах). По полученным данным отстраивается контур предельного откоса в следующей последовательности (рис. 10.7). По углу откоса $\alpha = 20^\circ$ и предельной высоте откоса $H = 42.9$ м отстраиваем откос (линия AB). Затем от верхней бровки откоса (точка B) откладываем отрезок $B = 22.5$ м и от точки C перпендикулярно линии BC величину отрезка $CD = H_{90} = 5.6$ м. Центр окружности (точка O_{1f}) получаем так же, как и в предыдущей задачи. Радиусом $R_1 =$

= 144,4 м проводим дугу окружности DM до вертикали $O_{1f}NM$. От точки M по направлению вертикали откладываем отрезок $MO_{2f} = 61,0$ м, тем самым получая центр второй окружности (точка O_{2f}). Радиусом $R_2 = 61,0$ м проводим дугу A_fM , которая выходит на дневную поверхность под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2 = 38,25^\circ$. Производим контроль графических построений. Величина отрезка A_fA должна быть равна величине выпора $L = 9,3$ м, а величина заглубления $MN = h = 14,3$ м. Если все сходится, значит, графические построения выполнены правильно.

Задача 2

Определить параметры предельного откоса борта карьера α, B с предельной высотой откоса $H = 410,0$ м, при следующих расчетных физико-механических характеристиках пород: $\rho = 10^3$, $k = 0,047$ МПа, $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³.

Файл с исходными данными «SPB135.dat» запишется
0.0 30.0 19. 21. 4.7 10.0 2.0 410.0 (см. приложение на CD).

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPB133
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСА С ВЫПОРОМ
В результате решения на ПЭВМ получим следующее.

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например SPB133_3 (см. приложение на CD).

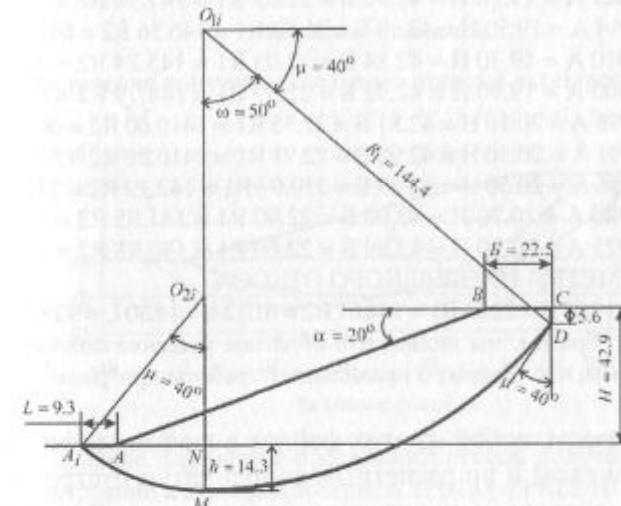


Рис. 10.7. Построение контура предельного откоса (расчетная схема 1.3)

На дальнейший запрос машины:
«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА»;

«БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ»
«РЕДАКТОРЕ, ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;
«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например SPB133_4 (см. приложение на CD).

В результате решения файл SPB133_3 (см. приложение) выглядит следующим образом:

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPB133
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С ВЫПОРОМ ДЛЯ КАРЬЕРА ЮЖНЫЙ
РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPB133
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С ВЫПОРОМ ПО МЕТОДУ
П.С. ШПАКОВА

АВТОР ПРОГРАММЫ : ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$C = 4.7 F = 10 G = 2 A10 = 19 A11 = 21 B10 = 0 B11 = 30 H_P = 43$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

НАЧАЛЬНАЯ ВЫСОТА $H_P = 43$ $H_{90} = 5.601242$

$y = 1.028 A = 19.10 H = 42.88 B = 22.51 R1 = 147.78 R2 = 66.30 L = 9.5$

$y = 1.021 A = 19.30 H = 42.92 B = 22.83 R1 = 147.14 R2 = 65.14 L = 9.2$

$y = 1.014 A = 19.50 H = 42.98 B = 21.87 R1 = 146.56 R2 = 64.02 L = 10.2$

$y = 1.010 A = 19.70 H = 42.84 B = 22.03 R1 = 145.24 R2 = 62.59 L = 9.8$

$y = 1.003 A = 19.90 H = 42.92 B = 22.39 R1 = 144.79 R2 = 61.55 L = 9.5$

$y = 0.998 A = 20.10 H = 42.81 B = 22.55 R1 = 1410.60 R2 = 60.21 L = 9.2$

$y = 0.991 A = 20.30 H = 42.92 B = 22.91 R1 = 1410.26 R2 = 59.24 L = 8.9$

$y = 0.986 A = 20.50 H = 42.83 B = 210.07 R1 = 142.19 R2 = 57.97 L = 8.6$

$y = 0.980 A = 20.70 H = 42.96 B = 22.40 R1 = 141.95 R2 = 57.06 L = 9.3$

$y = 0.975 A = 20.90 H = 42.89 B = 22.60 R1 = 140.98 R2 = 55.87 L = 9.0$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

$A(H) = 19.98 B = 22.54 R1 = 144.61 R2 = 61.12 h = 14.30 L = 9.28 H_{90} = 5.60$

Таким образом, мы видим, что обратное решение полностью совпадает с прямым, что говорит о правильности работы программ.

Открываем любой из этих файлов в любом графическом редакторе или excel и по расчетным координатам отстраиваем контур борта карьера и поверхность скольжения. Результаты построений показаны на рис. 10.8.

На рис. 10.9 приведены сравнительные расчеты по программам SPB133 и PREDH для угла откоса $\alpha = 16^\circ$ и прочностных характеристик $\gamma = 1 \text{ т}/\text{м}^3$; $\rho = 4^\circ$; $k = 0,01 \text{ МПа}$. Из анализа расчетов видно, что высоты отличаются друг от друга на 9 %, а ширина призмы возможного обрушения на 15 %. Все это говорит о том, что, перед тем как выбрать окончательную схему расчета, необходимо тщательно проанализировать возможный вариант деформирования откоса и только затем принимать окончательный выбор. Или произвести расчет по нескольким возможным схемам деформирования откоса, за окончательные параметры принять наименьшие из всех расчетных схем.

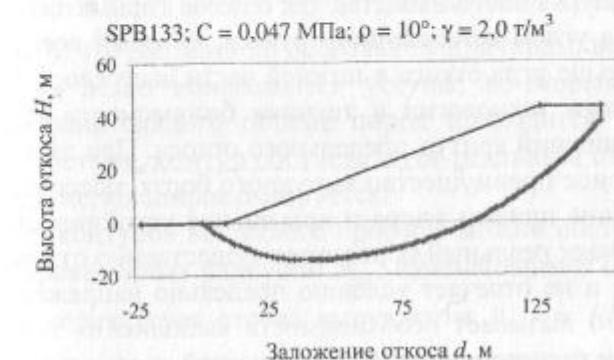


Рис. 10.8. Построение контура предельного откоса в excel (расчетная схема 1.3)



Рис. 10.9. Сравнение параметров предельного откоса, полученных по результатам построений в excel для программ SPB133 и PREDH:
1 — $H = 10,1$; $B = 11,0$; $\alpha = 16$; $k = 1$; $\gamma = 1$; $\rho = 4$ — с выпором (SPB133);
2 — $H = 11,81$; $B = 13,6$ — без выпора (PREDH)

10.6. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ОТКОСОВ ВЫПУКЛОГО ПРОФИЛЯ

Расчетная схема I.4 (см. табл. 3.1). О недостатках расчетов устойчивости откосов выпуклого профиля, основанных на методе предельного напряженного состояния, говорилось во 2-й главе. Г.Л. Фисенко в своей работе [10] отмечал, что применение метода предельного напряженного состояния при расчете устойчивости реальных бортов карьеров может быть применен лишь в весьма редких случаях. Необходимо отметить, что вписать в борт выпуклого профиля многоярусный отвал практически не представляется возможным, так как отвалы горных пород отсыпаются под углом естественного откоса, который всегда значительно меньше угла откоса в нижней части выпуклого борта; по соображениям технологии и техники безопасности его нельзя вписать в нижний контур предельного откоса. При этом утрачивается главное преимущество выпуклого борта, обеспечивающего увеличение призмы упора и повышение устойчивости борта. В этих случаях реальный борт может существенно отличаться от расчетного и не отвечает условию предельно напряженного состояния, что вызывает необходимость выполнения трудоемких поверочных расчетов по ряду поверхностей скольжения, как это рекомендуется ВНИМИ [8, 9].

Суть численно-аналитического способа расчета устойчивости выпуклого борта карьера состоит в следующем: при заданной проектной высоте задаются значениями α от α_{\min} до α_{\max} через шаг $\Delta\alpha = (\alpha_{\max} - \alpha_{\min})/N$.

Значение α_{\max} и α_{\min} выбираются приблизительно по графику плоских откосов (рис. 10.10) или из технологических соображений. Затем для каждого α_i при $H_{np} = \text{const}$ вычисляются параметры (n — коэффициент запаса устойчивости; B — ширина призмы возможного обрушения) для плоского откоса.

Плоскому борту придают различную выпуклость и проверяют его устойчивость по ряду поверхностей скольжения. Выбирают такую выпуклость борта, при которой объем вскрышных работ минимальный, а коэффициент n не превышает единиц.

Необходимо отметить, что выпуклый борт не всегда экономичнее плоского. При решении этой задачи следует учитывать горно-геологические условия месторождения и технологию разработки. Выпуклый борт необходимо строить таким образом, чтобы добиться максимальной экономии вскрыши на верхних горизонтах, так как даже незначительная экономия на верхних уступах дает значительный выигрыш в объеме, а периметр карьера по верхним горизонтам в несколько раз больше, чем на нижних. Особенно это важно для небольших карьеров, имеющих круглую или овальную форму в плане.

Рассмотрим этот вопрос поподробнее. В общем случае выпуклую часть борта можно представить дугой окружности R_{2i} (рис. 10.10), что выгодно по нескольким причинам: во-первых, в такой борт легко вписываются уступы; во-вторых, большая часть дополнительного объема пород приходится на призму упора; в-третьих, контур соответствует реальным откосам и в-четвертых, легко аппроксимируется.

Таких контуров выпуклого профиля можно построить множество, проведенных радиусом R_{2i} , изменяющимся от $R_{2\min}$, которому соответствует стрела выпуклости $h_{\max} = FK$ (см. рис. 10.10) с контуром откоса дугой AFB и центральный угол β_{\max} , до $R_{2\max} \rightarrow \infty$, что соответствует стреле выпуклости $h_{\min} = 0$, т.е. плоскому борту (линии AB). Рассмотрим несколько контуров выпуклого борта карьера, для чего определим h_{\max} . Из геометрических соотношений согласно рис. 10.10 хорда AB определится как $\overline{AB} = H / \sin \alpha$, а отрезок

$$a = \overline{AB}/2 = H/(2\sin \alpha). \quad (10.26)$$

Максимальная величина $h_i = h_{\max}$ будет в случае, если дуга окружности радиуса R_{2i} будет касательной к линии BC , т.е. $R_{2i} \perp BC$. Центральный угол $\beta_i = \beta_{\max}$, соответствующий h_{\max} , будет равен 2α . Из ΔKBO_2 находим $R_{2\min} = O_2B = a/\sin \alpha$, а величина h_{\max} определится как $h_{\max} = R_{2\min} - O_2K = \operatorname{atg}(\alpha/2)$. Далее

при постоянной хорде \overline{AB} борту карьера придают выпуклый профиль, задаваясь величинами h_i изменяющимися от h_{\min} до h_{\max} через интервал $\Delta h = (h_{\max} - h_{\min})/N$. Для каждой h_i определяют значения центрального угла β_i и радиуса R_{2i} , относящихся к центру окружности O_{2i} : $\beta_i = 4 \operatorname{arctg}(h_i/a)$; $R_{2i} = a/\sin(\beta_i/2)$.

Оценка степени устойчивости i -го контура борта карьера производится по ряду поверхностей скольжения, построенных для различных значений H .

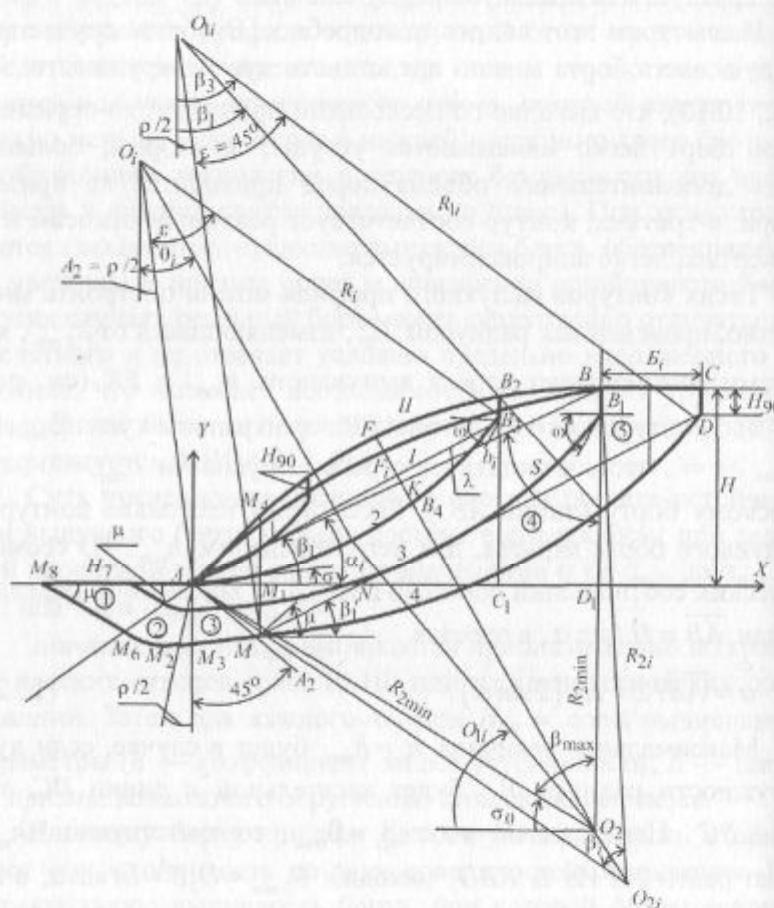


Рис. 10.10. Расчетная схема для борта карьера выпуклой формы

312

В зависимости от H_i поверхность скольжения может начинаться с криволинейного контура откоса (дуга \hat{AB}) либо с поверхности при $H_i = H_{\text{пр}}$ (линия BC рис. 10.10). Если H_i меньше $H_{\text{пр}}$, то разбиваем весь откос по дуге \hat{AB} на n частей; для этого определяем заложение откоса как $AD_1 = H \operatorname{ctg} \alpha$, а затем заложение для i -й поверхности скольжения Δx_i .

$$\Delta x_i = AC = AD_i n_i / n, \quad (10.27)$$

Тогда заложению Δx_i на контуре откоса соответствует точка B_2 , откуда начинается построение поверхности скольжения, и ему соответствует высота $H_i = B_2C$. Построение поверхности скольжения выполняется следующим образом. От точки B_2 откладывается отрезок $B_2B_3 = H_{90}$. Под углом μ к вертикали B_2B_3 проводим линию B_3B_4 и в точке B_3 к этой линии восстанавливаем перпендикуляр, равный отрезку B_3O_i , который будет являться радиусом R_i поверхности скольжения.

$$R_c = AB_3/2 \cdot \sin \lambda, \quad (10.28)$$

где AB_3 — хорда дуги окружности $\widehat{AB_3}$; λ — угол между касательной (B_3B_4) и хордой $\overline{AB_3}$;

$$\lambda = 90^\circ - (\beta_1 + \mu) = \omega - \beta_1. \quad (10.29)$$

Остальные элементы, необходимые для расчета, определяются по формулам:

$$AB_3 = Y_{B_3} / \sin \beta_1; \quad \beta_1 = \arctg \frac{Y_{B_3}}{\Delta x}; \quad Y_{B_3} = Y_{B_1} + B_1 b_2 - H_{90}; \quad (10.30)$$

$$Y_B = AB_i \sin \alpha; AB_i = \Delta x_i / \cos \alpha; S = 90^\circ - \beta_i / 2; \sigma_0 = S - \alpha.$$

Радиусом R , с центром O , проводим потенциальную поверхность скольжения (дуга 2, рис. 10.10), которой соответствует центральный угол $\varepsilon = 2\lambda$. Отстраивается n таких поверхностей скольжения. Для каждой такой поверхности вычисляется коэффициент запаса устойчивости по формуле:

$$n = \frac{\gamma R_i \operatorname{tg} \rho \int_{A_2}^{\beta_3} H \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + kR_i \int_{A_2}^{\beta_3} d\theta + \sigma_p H_{90} / 3}{0,5\gamma R_i \int_{A_2}^{\beta_3} H \sin 2\theta_i \cdot d\theta}, \quad (10.31)$$

где $A_2 = \beta_3 - \varepsilon = \omega - \varepsilon$.

Величину H , входящую в формулу (10.31), можно определить как разность ординат криволинейной части выпуклого откоса, проведенной радиусом R_{2i} , и криволинейной поверхности скольжения, проведенной радиусом R_i . После соответствующих преобразований окончательно получим:

$$H = R_{2i} (\sin \theta_u - \sin \sigma_0) - R_i (\cos A_2 - \cos \theta_i), \quad (10.32)$$

где

$$\theta_u = \arccos \left[\frac{R_{2i} \cos \sigma_0 - R_i (\sin \theta_i - \sin A_2)}{R_{2i}} \right]; \quad (10.33)$$

остальные элементы показаны на рис. 10.9.

После вычисления значений коэффициентов запаса устойчивости по формуле (10.31) для всех поверхностей скольжения, лежащих на контуре откоса, переходят к построению поверхностей скольжения, начинающихся от горизонтальной линии поверхности (линия BC , рис. 10.10, обычно принимаемая равной ширине призмы возможного обрушения для плоского откоса B).

Построение поверхности скольжения для этого случая не отличается от предыдущего. Разница состоит в том, что некоторые элементы вычисляются по-другому. Отрезок B делится на n частей (столько, сколько строится оцениваемых поверхностей). Вычисляется координата Y_{B_3} :

$$Y_{B_3} = H_{np} - H_{90},$$

где H_{np} — заданная проектная высота откоса.

Заложение для i -й поверхности скольжения вычисляется по формуле:

$$\Delta x_i = H_{np} \operatorname{ctg} \alpha + B n_i / n,$$

где n_i — порядковый номер рассматриваемой поверхности скольжения.

Остальные элементы вычисляются аналогично предыдущему случаю. Формула по вычислению коэффициента запаса устойчивости запишется

$$n = \frac{\gamma R_i \operatorname{tg} \rho \left(\int_{A_2}^{\beta_3} H \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{B_1}^{\beta_3} H_1 \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) + kR_i \int_{A_2}^{\beta_3} d\theta + \sigma_p H_{90} / 3}{0,5\gamma R_i \left(\int_{A_2}^{\beta_3} H \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{B_1}^{\beta_3} H_1 \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right)}, \quad (10.34)$$

где H_1 — высота элементарного блока в отсеке B_2BCD (см. рис. 10.10) вычисляется по формуле: $H_1 = R_i (\cos \theta_i - \sin \mu) + H_{90}$; β_1 — полярный угол, ограничивающий отсек ABB_2 , $\beta_1 = \arcsin \times (\cos \mu - B_i / R_u)$.

Расчетная схема I.5 (см. табл. 3.1). Согласно основным положениям статики сыпучей среды, если угол наклона поверхности скольжения σ , входящей в точку A , меньше величины $\rho/2$, то разрушение происходит с выпором (см. рис. 10.10). В этом случае поверхность скольжения (кривые 3, 4) имеет сложный вид $CDB_2MM_2M_6M_8$.

Поэтому при построении каждой поверхности скольжения вычисляется угол $\sigma = \beta_1 - \lambda$ и делается сравнение: если $\sigma < \rho/2$, то решение ведется по схеме I.5.

Если условие $\sigma < \rho/2$ выполнено, то построение поверхности скольжения с учетом вышеизложенного осуществляется следующим образом. Поверхность скольжения начинается от контура откоса (точка C) вертикальной трещиной отрыва, величина которой $CD = H_{90}$. Далее она имеет плавный криволинейный вид и аппроксимируется дугой окружности DM , прямолинейным участком MM_2 , дугой логарифмической спирали M_2M_6

и прямолинейным участком M_6M_8 , выходящим в подошву откоса под углом μ . Первая дуга DM с радиусом R_{ll} и центром O_{ll} начинается от точки D под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2$ к вертикали (или $\omega = 45^\circ + \rho/2$ к горизонту) и соответствует центральному углу ϵ_1 , который определяется из треугольника $O_{ll}DM$ (см. рис. 10.10):

$$\epsilon_1 = 90^\circ - \mu - \rho/2 = 45^\circ; \lambda_1 = \epsilon/2 = 22,5^\circ.$$

Это позволяет определить угол наклона хорды MD к горизонту (см. рис. 10.10)

$$\beta'_1 = (\omega + \rho/2)/2 = (45^\circ + \rho)/2, \quad (10.35)$$

и величину радиуса

$$R_{ll} = AB_1 / 2 \cdot \sin \lambda_1, \quad (10.36)$$

где $MB_1 = MN + ND$.

Из ΔAMN по теореме синусов находим отрезок MN :

$$MN = AN \sin 45^\circ / \sin(135^\circ - \beta'_1),$$

где $AN = H \operatorname{ctg} \alpha - Y_{B_1} \operatorname{ctg} \beta'_1$;

$$ND = Y_{B_1} / \sin \beta'_1;$$

Y_{B_1} вычисляется как в расчетной схеме I.4.

Подставляя найденные выражения в формулы (10.35) и (10.36), можно всегда определить R_{ll} и хорду MD , т.е. элементы, необходимые для построения поверхности скольжения на участке DM .

В точке M поверхность скольжения плавно переходит в прямолинейный участок MM_2 , имеющий угол наклона $\rho/2$ к горизонту, и продолжается до пересечения с линией AM_2 , имеющей угол наклона к вертикали $\rho/2$.

Значения этих элементов получаем следующим образом.

Из ΔAMN находим отрезок

$$AM = AN \sin \beta'_1 / \sin(135^\circ - \beta'_1).$$

$$\text{Тогда } MM_1 = AM_1 = AM \cos 45^\circ, \quad (10.37)$$

$$AM_2 = AM / 2 \cdot \cos \omega. \quad (10.38)$$

На отрезке M_2M_6 поверхность скольжения аппроксимируется экспонентой (логарифмической спиралью) с полюсом в точке A . Уравнение кривой записывается в виде

$$r_n = r_0 e^{\theta_{\text{сп}}}. \quad (10.39)$$

Начальный вектор r_0 можно найти из условия, что r_n при $\theta = \rho/2$ известен и равен отрезку AM_2 .

Тогда уравнение (10.38) можно записать в виде

$$AM_2 = r_0 e^{(\rho/2)\text{сп}}, \text{ откуда } r_0 = \frac{AM_2}{e^{(\rho/2)\text{сп}}}.$$

Отсюда выражение (10.39) в общем виде запишется:

$$r_n = \frac{AM_2}{e^{(\rho/2)\text{сп}}} e^{\theta_{\text{сп}}}. \quad (10.40)$$

Криволинейная часть поверхности скольжения, описываемая экспонентой, продолжается до пересечения с отрезком AM_6 , проведенным из точки A под углом μ к горизонту; значение его определится по формуле

$$AM_6 = \frac{AM_2}{e^{(\rho/2)\text{сп}}} e^{\theta_{\text{сп}}}. \quad (10.41)$$

От точки M_6 поверхность скольжения имеет прямолинейный участок и выходит на дневную поверхность под углом μ в точке M_8 .

Отрезок $M_6M_8 = AM_6$.

По каждой построенной таким образом поверхности скольжения вычисляем коэффициент запаса устойчивости. Для этого всю призму обрушения разбиваем на 4 отсека; если поверхность

скольжения начинается с криволинейной части откоса (например поверхность BB_1M_7 , рис. 10.10), то общий коэффициент запаса устойчивости для этого случая запишется:

$$n = \frac{y_1 + y_{1k} + y_2 + y_{2k} + y_3 + y_{3k} + y_4 + y_{4k} + H_{90}k/3}{y'_1 + y'_2 + y'_3 + y'_4}, \quad (10.42)$$

где элементы, входящие в формулу (10.42), определяются следующим образом (см. рис. 10.10).

В дальнейшем, чтобы избежать повторений, приняты следующие обозначения: индекс n — номер блока; Y_n — удерживающие силы от действия сил трения; Y_{nk} — удерживающие силы от действия сил сцепления; Y'_n — сдвигающие силы.

Рассмотрим по порядку все отсеки.

Отсек 1 — $M_6M_8M_7$, его площадь

$$S_1 = (AM_6)^2 \sin(2\mu)/4.$$

Тогда $y_1 = S_1 \gamma \cos \mu \cdot \operatorname{tg} \rho$; $y_{1k} = kAM_6$; $y'_1 = -S_1 \gamma \sin \mu$,

где AM_6 определяется по формуле (10.41).

Отсек 2 — $A_1M_2M_6M_7$

$$y_2 = \int_L^{\omega} \gamma h_2 \cos^2 \delta \cdot dL; \quad y_{2k} = k \int_L^{\omega} dL; \quad y'_2 = 0,5 \int_L^{\omega} \gamma h_2 \sin 2\delta \cdot dL. \quad (10.43)$$

Для этого отсека удобно пользоваться полярной системой координат с центром в точке A , тогда элемент дуги поверхности скольжения dL можно определить как

$$dL = \sqrt{(r'_n)^2 + r_n^2} \cdot d\theta = \frac{r_0 e^{\theta_0 \rho}}{\cos \rho} d\theta. \quad (10.44)$$

Угол δ определится из соотношения

$$\operatorname{tg} \delta = \frac{dy}{dx} = \frac{dy/d\phi}{dx/d\phi} = -\operatorname{tg}(\theta - \rho) \text{ или } \delta = \rho - \theta. \quad (10.45)$$

Высота элементарного элемента отсека 2 определится как

$$h_2 = r_0 e^{\theta_0 \rho} \cos \theta. \quad (10.46)$$

Подставляем выражения (10.44), (10.45) и (10.46) в выражение (10.43), окончательно получим:

$$y_2 = \frac{\gamma r_0^2}{\cos \rho} \int_{\rho/2}^{\omega} e^{2\theta_0 \rho} \cos \theta \cdot \cos^2(\rho - \theta) \cdot d\theta;$$

$$y_{2k} = \frac{k r_0}{\cos \rho} \int_{\rho/2}^{\omega} e^{\theta_0 \rho} d\theta;$$

$$y'_2 = \frac{0,5 \gamma r_0^2}{\cos \rho} \int_{\rho/2}^{\omega} e^{2\theta_0 \rho} \cos \theta \cdot \sin[2(\rho - \theta)] \cdot d\theta.$$

Отсек 3 — $M_2A_1M_4M$.

Площадь этой призмы можно найти как сумму трех призм:

$$S_3 = S_{AM_4M_1} + S_{AM_1MM_3} + S_{M_2A_1AM_3}, \quad (10.47)$$

где $S_{AM_4M_1} = \int_0^{AM_1} h_3 dx$; здесь h_3 можно определить из соотношения

$$h_3 = R_2 (\sin \theta_1 - \sin \sigma_0),$$

где $\theta_1 = \arccos(\cos \sigma_0 - \frac{x_i}{R_{2i}})$.

$$S_{AM_1MM_3} = (AM_1)^2 (1 + 0,5 \operatorname{tg} \rho / 2),$$

где AM_1 определяется по формуле (10.37).

$$S_{M_2A_1AM_3} = (AM_2)^2 \left(\frac{\cos \rho \operatorname{tg} \rho / 2}{2} + \frac{\sin \rho}{4} \right),$$

где AM_2 определяется по формуле (10.38).

Подставляя найденные значения в формулу (10.47), получим площадь отсека S_3 и значения элементов:

$$y_3 = S_3 \gamma \cos \rho / 2 \operatorname{tg} \rho; \quad y_{3k} = kAM_2; \quad y'_3 = S_3 \gamma \sin \rho / 2.$$

$$\text{Отсек 4 — } MM_4BB_2. \quad y_4 = \gamma R_4 \operatorname{tg} \rho \int_{\rho/2}^{\omega} \cos^2 \theta \cdot H_4 d\theta;$$

$$y_{4k} = kR_{ii} \int_{\rho/2}^{\beta_1} d\theta; y'_4 = 0,5\gamma R_{ii} \int_{\rho/2}^{\beta_1} \sin 2\theta \cdot H_4 d\theta,$$

где H_4 и θ_{ii} определяются по методике предыдущей схемы.

После преобразования получим:

$$H_4 = R_{2i}(\sin \theta_{ii} - \sin \sigma_0) - R_{ii}(\cos A_2 - \cos \theta) - MM_1;$$

$$\theta_{ii} = \arccos \left[\frac{R_{2i} \cos \sigma_0 - R_{ii}(\sin \theta_{ii} - \sin A_2) - AM_1}{R_{2i}} \right],$$

где $R_{2i} = a / \sin(\beta_i / 2)$, а R_{ii} , MM_1 и AM_1 определяются соответственно по формулам (10.35) и (10.37), где $A_2 = \rho / 2$.

Таким образом, теперь известны все члены, входящие в формулу (10.42), которая позволяет вычислить коэффициент запаса устойчивости выпуклого борта.

Если поверхность скольжения начинается от верхней площадки борта (линия BC), то коэффициент запаса устойчивости для таких поверхностей скольжения (например, $CDMM_8$) вычисляется по формуле:

$$n = \frac{y_1 + y_{1k} + y_2 + y_{2k} + y_3 + y_{3k} + y_4 + y_{4k} + y_5 + H_{90}k/3}{y'_1 + y'_2 + y'_3 + y'_4 + y'_5}, \quad (10.48)$$

где

$$y_4 = \gamma R_{ii} \operatorname{tgp} \int_{\rho/2}^{\beta_1} \cos^2 \theta \cdot H_4 d\theta; \quad y_5 = \gamma R_{ii} \operatorname{tgp} \int_{\beta_1}^{\omega} \cos^2 \theta \cdot H_5 d\theta;$$

$$y'_4 = 0,5\gamma R_{ii} \int_{\rho/2}^{\beta_1} \sin 2\theta \cdot H_4 d\theta; \quad y'_5 = 0,5\gamma R_{ii} \int_{\beta_1}^{\omega} \sin 2\theta \cdot H_5 d\theta;$$

β_1 и H_5 вычисляются, как β_1 и H_1 в выражении (10.34) при $H_5 = H_1$. Остальные члены формулы (10.48) вычисляются аналогично членам в формуле (10.42). Формулы (10.31), (10.34),

(10.42) и (10.48) позволяют вычислить коэффициент запаса устойчивости для любой из четырех схем.

Непосредственное решение этих уравнений в элементарных функциях относительно H , B затруднительно, поэтому решение выполнено численным способом на ПЭВМ по программе SPBB10.

В результате решения задачи на ПЭВМ на печать выдаются параметры плоского откоса (α , H , n , B), а также для каждого α и h , и всех поверхностей скольжения коэффициент запаса и все геометрические элементы, необходимые для построения этих поверхностей.

10.7. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SPBB3

Запуск осуществляется файлом исходных данных «SPBB10.dat» в следующей последовательности (см. приложение на CD):

B1H, B1K, A10, A11, C, F, G, HP, K4, K5, K6, K7

INPUT #1, im\$

INPUT #1, imc\$

где B1H, B1K — диапазон, в пределах которого может находиться поверхность скольжения (ширина призмы возможного обрушения).

A10 ÷ A11 — диапазон, в пределах которого может находиться предельный угол. После первого предварительного решения этот диапазон можно уточнить и сузить. C — сцепление; F — угол внутреннего трения; G — плотность; HP — проектная высота откоса. K4 — шаг по выпуклости (h_i) — достаточно принимать равным 10; K5 — шаг по поверхности скольжения на участках выпуклости AB, достаточно принять K5 = 3; K6 — количество шагов по α , не считая начального значения A10; K7 — программная переменная; K7 = 0 — промежуточные параметры, необходимые для построения всех поверхностей скольжения, которые на печать не выводятся, в этом случае на печать выводятся только параметры плоского откоса и координаты x , y кон-

тура выпуклого откоса с минимально возможной вскрышой при минимальном коэффициенте запаса устойчивости (но при $n \geq 1$); $K7 > 0$ — равно любому числу больше 1; в этом случае дополнительно на печать выводятся все промежуточные параметры, необходимые для построения всех поверхностей скольжения.

Во второй и третьей строках вводится символьная информация (см. пример ниже).

Рассмотрим пример расчета выпуклого борта при следующих параметрах: $HP = 200$ м, $k = 0,22$ МПа, $\rho = 21^\circ$, $\gamma = 2,6 \times 10^3$ кг/м³.

Из технологических соображений и из условия устойчивости плоского борта карьера устанавливаем, что плоский угол α необходимо исследовать в пределах от $\alpha_{\min} = 33^\circ$ до $\alpha_{\max} = 35^\circ$ через шаг $\alpha = 0,5^\circ$. В этом случае $K6 = 2$, $K4 = 10$, а $K5 = 10$. Тогда файл исходных данных SPBB10.dat запишется (см. приложение на CD).

5.0 55.0 34. 35. 22. 21. 2.6 200. 10 3 2 1

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPBB3 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫПУКЛОГО ОТКОСА

В результате решения на ПЭВМ получим следующее.

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например Выпукл_1 (см. приложение на CD).

На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА»;

«БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ РЕДАКТОРЕ ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;

«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например Выпукл (см. приложение на CD).

В результате решения файл Выпукл_1 (ниже приведен только фрагмент решения, полное решение см. в приложении на CD) выглядит следующим образом.

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPBB3 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫПУКЛОГО ОТКОСА РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPBB3 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫПУКЛЫХ ОТКОСОВ ПО МЕТОДУ П.С. ШПАКОВА

АВТОР ПРОГРАММЫ : ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$C = 22.0$ $F = 21.0$ $G = 2.6$ $HP = 200.0$ $A10 = 34.0$ $A11 = 34.0$
 $k4 = 10.0$ $k5 = 10.0$ $k6 = 2.0$ $k7 = 1.0$ $B1H = 5.0$ $B1K = 55.0$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

ПАРАМЕТРЫ ПЛОСКОГО ОТКОСА

$A = 34.0$ $B = 40.3$ $H = 199.7$ $R = 4010.8$ $n = 1.055$ $H90 = 24.6$
 $AA = 34.0$ $AK = 178.6$ $HK1 = 5.5$ $R2 = 29210.2$ $HH = 199.7$

$SS = 86.5$

| n | X | YB1 | R | MIO | AM | AM2 | AM6 | R0 |
|-------|-------|-------|--------|------|------|-------|------|------|
| 1.327 | 98.7 | 66.6 | 162.3 | 34.5 | | | | |
| 1.060 | 197.4 | 130.6 | 315.8 | 34.5 | | | | |
| 1.002 | 296.1 | 175.1 | 445.0 | 34.5 | 14.7 | 110.0 | 17.6 | 12.1 |
| 1.013 | 296.1 | 175.1 | 408.5 | 34.5 | | | | |
| 1.007 | 309.5 | 175.1 | 457.7 | 34.5 | 22.2 | 19.6 | 26.5 | 18.3 |
| 1.018 | 309.5 | 175.1 | 405.6 | 34.5 | | | | |
| 1.021 | 322.9 | 175.1 | 470.4 | 34.5 | 29.7 | 26.2 | 35.4 | 24.4 |
| 1.031 | 322.9 | 175.1 | 404.1 | 34.5 | | | | |
| 1.041 | 336.3 | 175.1 | 4810.1 | 34.5 | 37.2 | 32.8 | 44.3 | 30.6 |
| 1.050 | 336.3 | 175.1 | 4010.9 | 34.5 | | | | |

$AA = 34.0$ $AK = 178.6$ $HK1 = 27.3$ $R2 = 597.7$ $HH = 199.7$

$SS = 72.6$

| n | X | YB1 | R | MIO | AM | AM2 | AM6 | R0 |
|-------|-------|-------|-------|------|------|-------|------|------|
| 1.248 | 98.7 | 710.1 | 188.7 | 34.5 | | | | |
| 1.012 | 197.4 | 135. | 334.5 | 34.5 | | | | |
| 0.985 | 296.1 | 175.1 | 445.0 | 34.5 | 14.7 | 110.0 | 17.6 | 12.1 |

В примере дан фрагмент расчета выпуклого борта карьера для $\alpha = 34^\circ$ при стреле прогиба $h_t = 21,84$ м для всех шести поверхностей скольжения. Для этих условий из всех контуров борт карьера находится в предельном состоянии ($n = 1,00$) и

объем вскрыши минимальный при стреле прогиба $h_i = FK = 21,84$ м, которой соответствуют значения $\alpha = AA = 34^\circ$; $a = AK = 178,57$ м; $R_{2i} = 741,04$ м; $S = 76^\circ$. Ниже исходных данных в девяти колонках приводятся значения переменных для построения поверхностей скольжения: N — коэффициент запаса устойчивости для i -й поверхности скольжения; X, YBI — координаты начала этой поверхности (точка E для кривой 3, рис. 10.11); R — радиус этой поверхности скольжения; $MIO = \mu = 45^\circ = \rho/2$; элементы AM, AM_2, AM_6, RO (колонки 6—9) — отрезки, необходимые для построения поверхности скольжения. Для строк, где эти элементы отсутствуют, поверхность скольжения соответствует схеме I.4 (табл. 2.1) (строки 1, 2, 4, 6, 8, 10). Если возможен выпор, то расчет делается для обеих схем I.4 и I.5; это можно видеть по данным колонок 2—3, строки 3—4, 4—5 и т.д. таблицы (X, YBI), в которых координаты одинаковы.

Построение контура выпуклого борта и поверхностей скольжения выполняется в следующей последовательности (см. рис. 10.11).

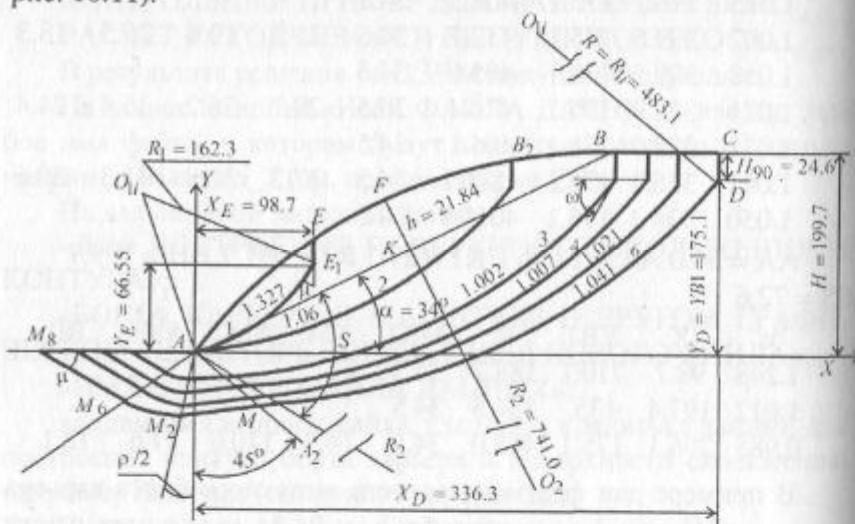


Рис. 10.11. Построение контура выпуклого борта и поверхностей скольжения по данным расчета с использованием программы SPBB3

Отстраивается плоский борт карьера высотой $H = 200$ м и углом откоса $\alpha = 34^\circ$. От точки A откладывается отрезок $a = AK$ по направлению линии AB ; в точке K перпендикулярно линии откоса проводится линия FKO_2 и от точки K откладывается отрезок $h_i = FK = 21,84$ м. Затем от полученной точки F откладывается отрезок $FO_2 = R_2 = 741,04$ м. Из точки O_2 радиусом R_2 проводится дуга окружности (дуга I), которая и аппроксимирует контур выпуклого борта карьера.

Рассмотрим построение поверхности скольжения для схемы без выпора (схема I.4) — кривая 3 (рис. 10.11) и схемы с выпором (схема I.5) — кривая 4.

От точки A откладываются координаты точки E ($X = X_E = 98,7$ м, $Y = Y_E = 66,55$ м), которая отстоит от контура борта карьера на величину $H_{90} = EE_1 = 24,62$ м; от точки E под углом $\mu = MIO = 45,5^\circ$ к вертикали проводится линия EE_2 , к которой в точке E восстанавливается перпендикуляр EO_i ; по данному направлению откладывается отрезок $EO_i = R = 162,34$ м и затем радиусом R_1 проводится дуга окружности AE (кривая 3), которая аппроксимирует поверхность скольжения.

Для схемы с выпором (схема I.5) аналогично предыдущему по координатам X, YBI строится точка D и находится центр O_{1i} , из которого радиусом $R_{1i} = R = 483,06$ м проводится дуга окружности до пересечения с линией AA_2 , проведенной под углом 45° к горизонту (точка M). Контролем является совпадение точек M при откладывании отрезка $AM = 37,15$ м; от точки A под углом $\rho/2$ к вертикали откладывается отрезок $AM_2 = 32,79$ м и под углом $\omega = 90^\circ - \mu$ отрезок $AM_6 = 44,33$ м. Точки M и M_2 соединяются прямой линией MM_2 . На участке M_2M_6 поверхность скольжения аппроксимируется экспонентой $r_n = r_0 e^{\theta \varphi}$, где $r_0 = RO = 30,57$ м, угол θ отсчитывается от вертикали с полюсом в центре A . Из точки M_6 делается линейная засечка дугой AM_6 с горизонтальной линией AM_8 ; получаем точку M_8 , где поверхность скольжения выходит на дневную поверхность под углом

лом μ ; сама поверхность скольжения на участке M_6M_8 имеет прямолинейный вид. Остальные поверхности скольжения, построенные аналогично, показаны на рис. 10.10.

В общем случае для практических целей нет необходимости в построении поверхностей скольжения, а достаточно построить только сам выпуклый контур борта карьера по координатам, которые хранятся во втором файле (Выпукл, см. приложение на CD). Входим с этим файлом в любой графический редактор или excel и отстраиваем борт, а если есть желание, то и наиболее опасную поверхность скольжения.

Для каждого угла откоса α выбирается такой устойчивый борт карьера, при котором обеспечивается минимальный объем вскрыши.

На рис. 10.12 приведено построение, выполненное в excel.

Как видно, предложенный численно-аналитический способ расчета выпуклого борта предпочтительнее существующих способов; он свободен от трудоемких графических построений и вычислений, позволяет производить расчеты и сопоставление в широком диапазоне изменения переменных параметров как самого борта карьера, так и прочностных характеристик горных пород.

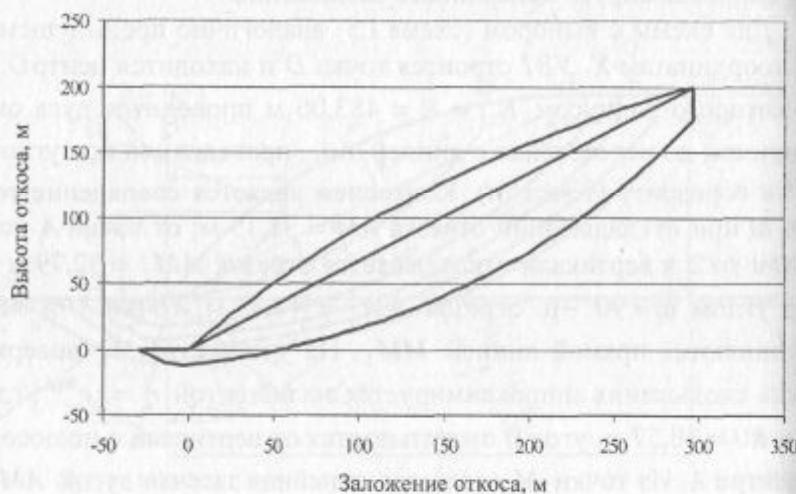


Рис. 10.12. Контур выпуклого борта карьера и поверхность скольжения, построенная по данным расчета с использованием программы SPBB3 в excel

Провести расчеты графически и с такой точностью невозможно. Предложенная методика расчета позволяет по исходным данным построить оптимальный профиль устойчивого борта выпуклой формы, реализуемый на ПЭВМ, что по сравнению с применяемыми графоаналитическими способами дает возможность повысить объективность и точность расчетов и существенно снизить их трудоемкость. В получаемый по предлагаемому способу профиль борта легко вписывать технологические параметры уступов и обеспечивать минимальный объем вскрыши за счет выпуклости средней и верхней частей борта карьера.

10.8. ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ РЕАЛЬНОГО БОРТА КАРЬЕРА ДЛЯ ОДНОРОДНОГО МАССИВА

При оценке устойчивости карьерных откосов на разных стадиях освоения месторождения обычно приходится рассчитывать проектный (фактический) откос, который находится не в предельном состоянии, а обладает некоторым коэффициентом запаса устойчивости. В подобных случаях непосредственному расчету следует подвергать не проектный откос, а предельную схему проектного откоса [3, 26—29].

При расчете устойчивости карьерных откосов по кругло-линейическим или плавным поверхностям скольжения предполагается, что обрушение откоса происходит только по одной поверхности. В момент предельного равновесия призмы возможного обрушения в каждой точке на поверхности скольжения касательное напряжение $\tau_{\text{пред}}$ для любой элементарной площадки вычисляется по формуле Кулона—Мора

$$\tau_n = \sigma \operatorname{tg} \rho_n + k_n, \quad (10.49)$$

где σ — нормальное напряжение для рассматриваемой элементарной площадки; ρ , k — угол внутреннего трения и удельное сцепление массива соответственно. Индекс « n » показывает, что параметры ρ и k относятся к моменту предельного равновесия.

Необходимо отметить, что откос может рассчитываться по формуле (10.49) только в том случае, если он находится в состоянии предельного равновесия. На практике это условие далеко не всегда выполняется.

Кроме того, большинство используемых в настоящее время способов расчета является графическим. Широкое использование современных вычислительных машин диктует необходимость разработки теоретически обоснованного численно-аналитического способа расчета устойчивости карьерных откосов. Реализация таких решений на ПЭВМ дает возможность не только полнее учесть в расчетах различные влияющие факторы, но и сократить время расчетов, получить большое количество данных для исследования и анализа.

В работе [3] показано, что устойчивость реального борта карьера должна оцениваться коэффициентом запаса устойчивости, определяемым как отношение среднего сопротивления пород сдвигу, рассчитанного с использованием нормативных прочностных характеристик пород по потенциальной поверхности скольжения в откосе, приведенном в предельное состояние, к среднему касательному напряжению, действующему по той же поверхности скольжения; численное значение этого показателя определяется как отношение расчетных прочностных характеристик пород к предельным их значениям. Только при таком подходе можно оценить погрешность коэффициента запаса устойчивости или сравнить разные расчеты, говорить о надежности полученных данных.

Расчетный откос приводится в предельное состояние методом последовательных приближений путем пропорционального изменения оценок прочностных характеристик до предельных значений, т.е. [47]

$$\frac{\operatorname{tg} \rho_n}{n} \sum p_i \cos \delta_i + \frac{k_n}{n} \sum \ell_i = 1, \quad (10.50)$$

где $\operatorname{tg} \rho_n$ и k_n — оценки прочностных характеристик массива; n — коэффициент запаса устойчивости.

Из уравнения (10.50) определяется значение коэффициента запаса устойчивости

$$n = \frac{\operatorname{tg} \rho_n}{\operatorname{tg} \rho_{\text{пред}}} = \frac{k_n}{k_{\text{пред}}} = \frac{\operatorname{tg} \rho_n \sum P_i \cos \delta_i + k_n \sum \ell_i}{\sum P_i \sin \delta_i}. \quad (10.51)$$

Как видно из формулы (10.51), она ничего общего не имеет с общеизвестной формулой определения коэффициента запаса как отношение удерживающих сил к сдвигающим силам, действующим в реальном откосе. Из формул (10.50), (10.51) видно, что расчету подвергается не сам откос, а его предельная схема.

Следует учитывать, что при каждом шаге изменения прочностных характеристик пород по закону (10.51) для заданной высоты и контура борта каждый раз будет меняться и местоположение поверхности скольжения в массиве.

Откос в предельное состояние можно привести, не только как показано в уравнении (10.50), т.е. изменением $\operatorname{tg} \rho_n$ и k_n пропорционально коэффициенту n , а изменения только k или $\operatorname{tg} \rho$. Затем можно найти уравнение связи $k = f(\operatorname{tg} \rho)$ или наоборот и пользоваться им. Но как было показано в работах [44—47], коэффициенты k и $\operatorname{tg} \rho$ взаимосвязаны и коррелированы между собой, поэтому предпочтительно пользоваться уравнением (10.51), так как оно учитывает взаимосвязь прочностных параметров.

В работах [3, 44—47] приведены формулы всех элементов, входящих в расчетную формулу (10.51), как для плоского откоса, так и ступенчатого борта карьера (отвала) однородного массива.

Непосредственное решение уравнений типа (10.51) относительно $H = f(\alpha, \rho, k, \gamma)$ и $B = f(\alpha, \rho, k, \gamma)$ в элементарных функциях невозможно. Поэтому задача нахождения параметров предельного откоса может быть сведена к численному решению интегрального уравнения равновесия (10.8) и (10.12) методом последовательных приближений при коэффициенте запаса устойчивости $n = 1$ по известным геометрическим параметрам H или α и расчетным показателям физико-механических свойств пород массива (ρ, k, γ).

Для плоского откоса уравнения (10.8) и (10.12) учитывают все три варианта возможного состояния откоса: 1 — $\alpha > \mu$, когда $A_t < \beta_1$; $A_t = \alpha - \mu$; вариант 2 — $\alpha > \mu$, когда $A_t > \beta_1$; $A_t = \alpha - \mu$; вариант 3 — $\alpha < \mu$, $A_t = \mu - \alpha$.

С учетом уравнений (4.50) и (4.51) применительно к уравнениям (10.8) и (10.12), разработана программа PRED_N, реализующая описанный выше алгоритм.

10.9. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ PRED_N

Определяем коэффициент запаса устойчивости реального борта карьера (заданы геометрические параметры откоса: высота H и угол откоса α , физико-механические характеристики пород массива, слагающих борт карьера) путем приведения его к предельной схеме по изложенной выше методике и ширину призмы возможного обрушения. Запуск осуществляется файлом исходных данных PRED_N.DAT в следующей последовательности:

1. C, F, G, A10, HP11,
- 2.

где C — сцепление; F — угол внутреннего трения; G — плотность; $A10$ — проектный угол откоса (предельный); $HP11$ — проектная высота откоса. Во второй и третьей строках вводится символьная информация (см. пример ниже).

Пример

Определить коэффициент запаса устойчивости откоса с углом на-клона 28° , проектной высотой $H = 54,8$ м, при следующих физико-механических характеристиках:

$$C = 5,2 \text{ т/м}^2; F = 13,5^\circ; G = 1,8 \text{ т/м}^3.$$

Тогда файл с исходными данными (PRED_N.DAT) запишется

5.2 110.5 1.8 28 54.8

**КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ PRED_N.BAS
КАЧАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ**

В результате решения на ПЭВМ получим:

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например PRED_n1.

На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА»;

«БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ»;

«РЕДАКТОР ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;

«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например PRED_n2.

В результате решения файл PRED_n1 выглядит следующим образом:
ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ РАЗРАБОТКИ И ПРОГРАММА ПРОФЕССОРА ШПАКОВА П.С.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА ДЛЯ РЕАЛЬНОГО БОРТА КАРЬЕРА

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ PRED_N.BAS

КАЧАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$$C = 5,2 F = 110.5 G = 1.8 A10 = 28$$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

$$\text{НАЧАЛЬНАЯ ВЫСОТА HP11} = 54.8$$

$$k2 = 1$$

$$k2 = 1 BB = 22.2 h = 54.80 R = 130.08 AF2 = 110.5$$

$$HP1 = 54.8 y = 1.0001 ypred = 1 ypred1 = 1$$

$$C = 5.2 AF2 = 110.5 G = 1.8 AF1 = .2356194$$

$$k2 = 2$$

$$k2 = 2 BB = 22.2 h = 54.8 R = 130.08 AF2 = 110.5$$

$$HP1 = 54.8 y = 1.000 ypred = 1.0001 ypred1 = 1.0001$$

$$C = 5.2 AF2 = 110.5 G = 1.8 AF1 = .2355872$$

ОТКОС ПРИВЕДЕН В ПРЕДЕЛЬНОЕ СОСТОЯНИЕ при k2 = 3

ПРЕДЕЛЬНАЯ ВЫСОТА HP1 = 54.8

ЧИСЛО ИТЕРАЦИЙ K2 = 3

$$A = 28 H90 = 7.3 BB1 = 22.2$$

$$HP1 = 54.8 R = 130.08 ypred = 1.0001 ypred1 = 1.0001$$

$$C = 5.2 AF2 = 110.5 G = 1.8$$

То есть мы получили, что коэффициент запаса устойчивости откоса $n = 1.000$.

Кроме этого, на экран дисплея выводятся результаты решения и контур борта карьера с поверхностью скольжения. Результат можно распечатать клавишей «печать экрана». Полученные данные полностью совпадают.

ют с решением первых двух задач по программам PREDH_1 и PREDALP_1, с такими же прочностными характеристиками массива.

Таким образом, все три задачи замыкаются, что свидетельствует о правильности работы всех трех программ. Для более точного отображения (с учетом масштаба или для построения на графопостроителе) входим с файлом PRED_n2 в любой графический редактор, например STATGRAF или EXCEL и строим контур борта карьера и поверхность скольжения (см. рис. 10.4).

Все файлы с исходными и расчетными данными приведены на CD.

10.10. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ KZY72

Решение уравнений (10.8) и (10.12) можно использовать только применительно к однородному массиву для плоского откоса. Если борт карьера ступенчатый, то формулы (10.8) и (10.12) несколько изменятся. В числите и знаменателе обоих уравнений добавятся по два дополнительных члена. Это сумма сдвигающих и удерживающих сил, обусловленных гравитационными силами за счет разницы контуров плоского откоса и ступенчатого (фактического) борта карьера,

$$\left. \begin{aligned} T_{\text{уд}} &= \int_0^{A_i} H_{4i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_0^{B_i} H_{4i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta; \\ T_{\text{сдв}} &= \int_0^{A_i} H_{4i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_0^{B_i} H_{4i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \end{aligned} \right\}, \quad (10.52)$$

где $H_{4i} = H_{\text{сил}} - H_{\text{пл.отк}}$; $H_{\text{сил}}$ — ордината i -й точки, лежащей на контуре ступенчатого борта карьера; $H_{\text{пл.отк}}$ — ордината i -й точки, лежащей на контуре плоского борта карьера.

Применимально к ступенчатому откосу с использованием метода последовательных приближений разработана программа KZY72.

Определяем коэффициент запаса устойчивости для плоского и ступенчатого борта карьера. Расчет ведем для заданного от-

коса и для откоса, приведенного в предельное состояние. Запуск программы осуществляется с файла исходных данных KZY72.DAT в следующей последовательности:

1. C1, F1, G, HP, NNI
2. XP(I), YP(I)
10. NN2
4. NN3(i),

где C1 — сцепление; F1 — угол внутреннего трения; G — плотность; HP — проектная высота; NNI — количество контурных точек борта карьера; NN2 — количество расчетов для заданных высот; NN3(i) — номера точек, для которых производится расчет (т.е. высоты, для которых производится расчет).

Алгоритм решения задачи по определению коэффициента запаса устойчивости борта карьера рассмотрим на конкретном примере.

Борт карьера с общей высотой $H_{\text{пр}} = 54,8$ м и общим углом откоса $\alpha = 28^\circ$ состоит из трех уступов (рис. 10.13).

Из лабораторных и натурных испытаний определены нормативные значения физико-механических свойств: $k_{\text{норм}} = 5,72$ т/м² (0,0572 МПа); $\rho_{\text{норм}} = 14,8^\circ$; $\gamma = 1,8 \cdot 10$ кг/м³. Необходимо определить коэффициент запаса устойчивости борта карьера.

В узловых точках ступенчатого борта карьера 1—7 снимаем координаты (x, y) в выбранной системе координат (см. рис. 10.13).

1. $x = 0,0$ м, $y = 0,0$ м;
2. $x = 12,0$ м, $y = 15,0$ м;
3. $x = 36,5$ м, $y = 15,0$ м;
4. $x = 61,5$ м, $y = 35,0$ м;
5. $x = 71,0$ м, $y = 35,0$ м;
6. $x = 103,1$ м, $y = 54,8$ м;
7. $x = 263,0$ м, $y = 54,8$ м.

Описываем ступенчатый борт карьера «скользящим» интерполирующим многочленом Лагранжа (СИМЛ). Линейный СИМЛ, проходящий через узловые точки с координатами $(x_0, y_0), (x_1, y_1)$, или линейная интерполяция, записывается в виде

$$y = y_0 \frac{(x - x_1)}{(x_0 - x_1)} + y_1 \frac{(x - x_0)}{(x_1 - x_0)}. \quad (10.53)$$

Значения функции в промежуточных (неузловых) точках определяются координатами двух ближайших узловых точек.

Затем решается задача по определению коэффициента запаса устойчивости. Решение задачи ведется по алгоритму раздела 10.8.

Оценка устойчивости может выполняться для любых высот откоса. Для этого необходимо задаться только номерами точек. Например, точка 1 и точка 3. Тогда расчет будет выполняться для $H_{\text{нр}} = 54,8$ м и для высоты двух верхних уступов $H_{\text{нр}} = 39,8$ м (см. рис. 10.13), решение на ПЭВМ приведено ниже. Если бы задали номер точки 5 (см. рис. 10.13), то расчет велся бы только для верхнего уступа.

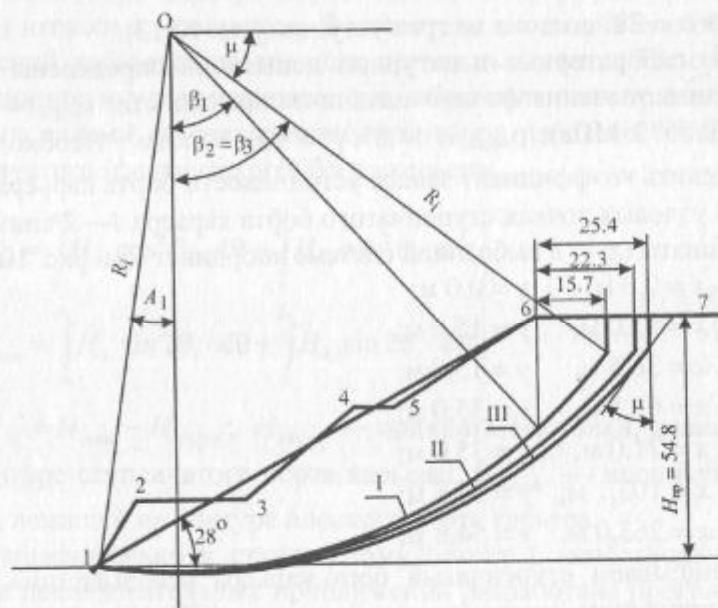


Рис. 10.13. Определение коэффициента запаса устойчивости для реально-го борта карьера (три уступа)

Для каждой из высот отыскивается поверхность скольжения с минимальным коэффициентом запаса устойчивости по формулам (10.8), (10.12) с учетом уравнений (10.50) и (10.51) для плоского откоса и по этим же формулам с учетом (10.52) для ступенчатого откоса, т.е. реальный откос приводится в предельное состояние.

Файл с исходными данными (KZY72.DAT) запишется:

5.72, 14.8, 1.8, 5 4.8, 7

0.0, 0.0, 12, 15, 36.5, 15, 61.5, 35, 71, 35

1010.1, 54.8, 163, 54.8

3

1, 3, 5

В результате решения на ПЭВМ получим: На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например KZY72.

В результате решения на ПЭВМ получим
АЛГОРИТМ И ПРОГРАММА СОСТАВЛЕНЫ ПРОФЕС-
СОРНОМ

ШПАКОВЫМ П.С. И ИНЖ. ОМАРОВЫМ С.Т.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

C1 = 5.72 F1 = 14.8 G = 1.8 HP = 54.8

КООРДИНАТЫ КОНТУРА БОРТА

1 X = 0 Y = 0

2 X = 12 Y = 15

3 X = 36.5 Y = 15

4 X = 61.5 Y = 35

5 X = 71 Y = 35

6 X = 1010.1 Y = 54.8

7 X = 163 Y = 54.8

ПЕРВЫЙ РАСЧЕТ ПРИ K2 = 1 HP1 = 54.8 A = 28

ПЛОСКИЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ОТКОСА С КОЭФФИ-
ЦИЕНТОМ ЗАПАСА N)

ПРИ ЗАДАННЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

N = 1.0919 R = 1210.85 B = 15.7 H90 = 8.25 C = 5.72

F = .2583087 H = 54.8

ПЛОСКИЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ДЛЯ ПРЕДЕЛЬНОГО
ОТКОСА N = 1),

ПРИ ПРИВЕДЕНИХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1 R = 130.14 B = 22.7 H90 = 7.3 C = 5.2 F = .2355049$$

$$h = 54.8$$

КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ $YPL = 1.101075$

СТУПЕНЧАТЫЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ОТКОСА С КОЭФФИЦИЕНТОМ ЗАПАСА N),

ПРИ ЗАДАННЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1.146687 R = 1210.85 B = 15.7 H90 = 8.25 C = 5.72$$

$$F = .258308 H = 54.8$$

СТУПЕНЧАТЫЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ДЛЯ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА $N = 1$),

ПРИ ПРИВЕДЕНИХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1 R = 1310.04 B = 25.3 H90 = 6.9 C = 4.960313$$

$$F = .2252332$$

КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ $YCT = 1.153153$

$$A = 28 H90 = 6.92 HP = 54.8 BB1 = 25.3 HP1 = 54.8$$

$$C = 4.96 AF1 = 12.90491 G = 1.8$$

ПЕРВЫЙ РАСЧЕТ ПРИ $K2 = 2$ $HP1 = 39.8$ $A = 30.86$

ПЛОСКИЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ОТКОСА С КОЭФФИЦИЕНТОМ ЗАПАСА N)

ПРИ ЗАДАННЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1.20249 R = 82.4 B = 8.3 H90 = 8.25 C = 5.72$$

$$F = .2583087 H = 39.8$$

ПЛОСКИЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ДЛЯ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА $N = 1$)

ПРИ ПРИВЕДЕНИХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1 R = 91.4 B = 17.3 H90 = 6.56 C = 4.7 F = .2158979$$

$$h = 39.8$$

КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ $YPL = 1.204706$

СТУПЕНЧАТЫЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ОТКОСА С КОЭФФИЦИЕНТОМ ЗАПАСА N)

ПРИ ЗАДАННЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1.231378 R = 82.4 B = 8.3 H90 = 8.256 C = 5.72$$

$$F = .25830 H = 39.8$$

СТУПЕНЧАТЫЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ДЛЯ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА $N = 1$)

ПРИ ПРИВЕДЕНИХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1 R = 92.7 B = 18.6 H90 = 6.3 C = 4.6 F = .209982$$

КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ $YCT = 1.239709$

$$A = 30.86244 H90 = 6.334397 HP = 54.8 BB1 = 18.58943 HP1 = 39.8$$

$$C = 4.613985 AF1 = 12.03109 G = 1.8$$

ПЕРВЫЙ РАСЧЕТ ПРИ $K2 = 3$ $HP1 = 19.8$ $A = 31.67$

ПРИ ЗАДАННЫХ ПАРАМЕТРАХ ОТКОСА И ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ ОТСТРОИТЬ ПОВЕРХНОСТЬ СКОЛЬЖЕНИЯ ТЕОРЕТИЧЕСКИ НЕВОЗМОЖНО,

ПРИВОДИМ ОТКОС К ПРЕДЕЛЬНОЙ СХЕМЕ

ПЛОСКИЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ДЛЯ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА $N = 1$)

ПРИ ПРИВЕДЕНИХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1 R = 46.8 B = 10.8 H90 = 4.13 C = 10.2 F = .1472865$$

$$h = 19.8$$

КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ $YPL = 1.78087$

ПРИ ЗАДАННЫХ ПАРАМЕТРАХ ОТКОСА И ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ ОТСТРОИТЬ ПОВЕРХНОСТЬ СКОЛЬЖЕНИЯ ТЕОРЕТИЧЕСКИ НЕВОЗМОЖНО, ПРИВОДИМ ОТКОС К ПРЕДЕЛЬНОЙ СХЕМЕ

СТУПЕНЧАТЫЙ БОРТ (ПАРАМЕТРЫ ДЛЯ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА $N = 1$)

ПРИ ПРИВЕДЕНИХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ

$$N = 1 R = 46.86 B = 10.8 H90 = 4.1 C = 10.2 F = .1472865$$

КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ $YCT = 1.78087$

$$A = 31.67 \text{ H}90 = 4.1 \text{ HP} = 54.8 \text{ BB1} = 10.8 \text{ HP1} = 19.8$$

$$C = 10.211914 \text{ AF1} = 8.438897 \text{ G} = 1.8$$

(исходные данные хранятся в файле KZY72.DAT, расчетные — в файле KZY72).

Для высоты откоса $H = 54,8$ м коэффициент запаса устойчивости $n_{\min} = 1,092$ — для плоского и $n_{\min} = 1,146$ — для ступенчатого откосов, которым соответствует ширина призмы возможного обрушения $B_1 = 15,7$ м (поверхность скольжения I, рис. 10.13). Такой расчет не совсем верен, так как мы подвергли расчету по зависимости (2.1) не предельную схему призмы возможного обрушения, а действительную ее схему, не находящуюся в предельном равновесии.

На рис. 10.13 поверхности скольжения для предельного случая показаны линиями II (для плоского борта) и III (для ступенчатого борта). Ширина призмы возможного обрушения для них соответственно равна $B_2 = 22,3$ м и $B_3 = 25,3$ м. Зная $k_{\text{пред}}$ и $\rho_{\text{пред}}$, по формуле (10.51) определяем действительный коэффициент запаса устойчивости $n = 1,101$ (для плоского борта) и $n = 1,154$ (для ступенчатого борта).

Таким образом, для заданных параметров откоса в предельном равновесии будут находиться поверхности II и III с соответствующими коэффициентами запаса устойчивости 1,101 и 1,154.

На рис. 10.14 приведен аналогичный расчет для двух верхних уступов ($H_{\text{проект}} = 39,8$ м).

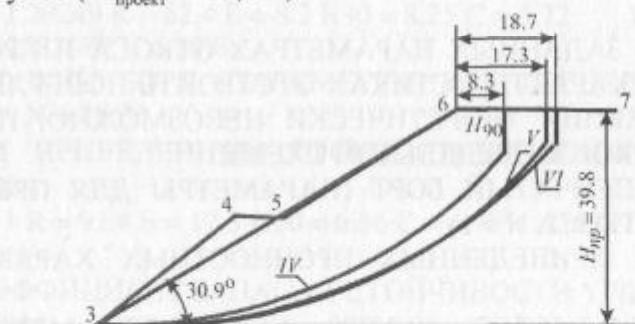


Рис. 10.14. Определение коэффициента запаса устойчивости для реально-го борта карьера (два уступа)

Из рис. 10.14 видно, что наиболее опасная поверхность скольжения (IV) для реального откоса, построенная по нормативным характеристикам и не отвечающая предельному равновесию, реально не может существовать, а ее ширина призмы возможного обрушения не является истинной. Истинной шириной призмы возможного обрушения являются отрезки B_2 (плоский) и B_3 (ступенчатый), которые существенно отличаются от B_1 . Это различие должно учитываться, например, при выборе отстояния отвалов внешней вскрыши от верхней бровки откоса, размещении промышленных сооружений на борту карьера, которые должны размещаться за пределами призмы возможного обрушения.

Предлагаемая методика и использование ПЭВМ позволяет повысить объективность, точность расчетов и значительно снизить трудоемкость расчетов.

10.11. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПЛОСКИХ ОТКОСОВ ПО НАПРЯЖЕНИЯМ И ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SP01_N

Программы Predh, Predalp, Pred_n используются в том случае, если график зависимости $\tau = f(\sigma)$ (паспорт прочности пород) имеет прямолинейный вид. Для случая криволинейной зависимости $\tau = f(\sigma)$ разработан алгоритм решения и составлена программа SP01_N. Программа решает все три задачи, перечисленные в разделе 10.1. В частном случае программа SP01_N решает эти задачи и для линейной зависимости $\tau = f(\sigma)$. Однако в этом случае целесообразнее использовать программы Predh, Predalp, Pred_n, так как подготовка исходных данных для них проще, а затраты машинного времени на решение значительно меньше.

Принцип решения рассмотрим на следующем примере: определить максимальную высоту одноярусного отвала, в который складируются породы, представленные чеганскими глинами при

угле естественного откоса $\alpha = 30^\circ$ и $\gamma = 1,52 \cdot 10^3$ кг/м³ (Качарский карьер). График зависимости $\tau = f(\sigma)$ для отвальных пород, построенный по результатам испытаний, представлен на рис. 10.15. (Экспериментальные точки нанесены по среднегарантированным точкам с вероятностью $p = 0,97$, показаны квадратами).

На рис. 10.15 показана сглаженная кривая, полученная из решения способом наименьших квадратов, уравнение регрессии которой

$$y = -0,0162x^2 + 0,4969x + 0,54610.$$

Расчет по напряжениям производится в следующей последовательности:

1. Для определения величины H_{90} в соответствии с рекомендациями ВНИМИ [7,13] определяем значение коэффициента сцепления и угла внутреннего трения ρ . Для этого на участке рабочих напряжений от σ_{\min} до σ_{\max} заменяется криволинейный участок графика прочности пород отвала отрезком прямой. Напряжению σ_{\min} соответствует точка пересечения графика $\tau = f(\sigma)$ с лучом, выходящим из начала координат под углом 60° к оси σ , а σ_{\max} соответствует наибольшему нормальному напряжению на ориентированной наиболее напряженной поверхности, вычисленному по формуле $\sigma_n = \gamma h_i \cos^2 \delta_i$ (рис. 10.15).

По графику определяем значения $k = 0,0141$ МПа и $\rho = 12,4^\circ$. Значения k и ρ можно взять с графика $\tau = f(\sigma)$ при $\tau = \tau_{\max}/3$. В этой точке проводится касательная к кривой $\tau = f(\sigma)$ и определяется угол наклона касательной, который будет равен значению ρ , а точка пересечения с ординатой дает значение k . Численные значения k и ρ в целом не оказывают влияния на расчет устойчивости откосов по напряжениям с учетом криволинейности графика $\tau = f(\sigma)$, так как эти значения нужны только для вычисления величины H_{90} . В дальнейшем при решении величина H_{90} не используется, она нужна для приближенной оценки места нахождения поверхности скольжения.

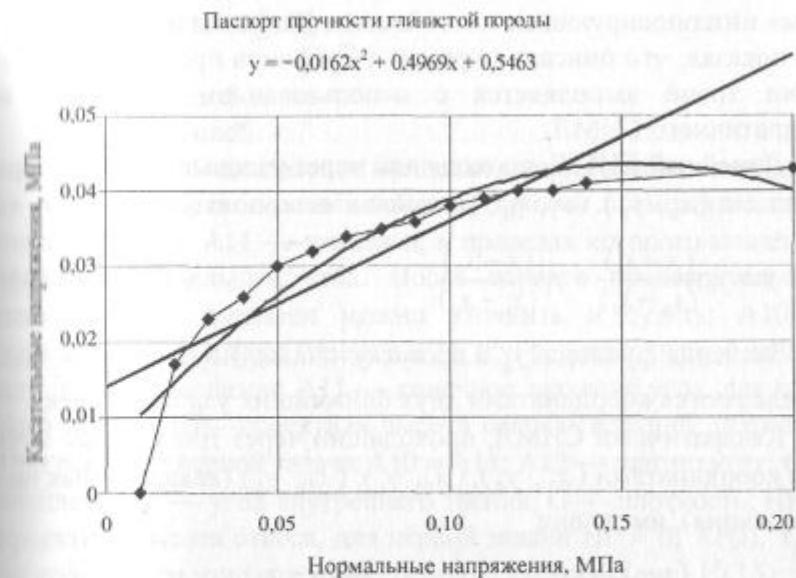


Рис. 10.15. График $\tau = f(\sigma)$ зависимости сопротивления срезу от нормального давления

Решение всех трех задач осуществляется по алгоритму программ Predh, Predalp, Pred_n. Разница состоит в том, что коэффициент запаса устойчивости для i -й поверхности скольжения вычисляется по формуле

$$n = \int_0^L \tau_y dL / \int_0^L \tau_c dL, \quad (10.54)$$

где τ_y — сопротивление сдвигу на элементарной площадке dL , определяемой по паспорту прочности при соответствующих нормальных напряжениях $b_n = H \gamma \cos^2 \theta$; τ_c — касательные напряжения, действующие на элементарной площадке dL (сдвигающие силы), $\tau_c = 0,5 \gamma H \sin 2\theta$. Для вычисления τ_y разработана специальная программа *INTPOL*, в которой по таблично заданной функции (x_i, y_i) , т.е. в системе координат (σ, τ_y) , производится описание кривой графика прочности «скользя-

щим» интерполирующим многочленом Лагранжа (СИМЛ). Анализ показал, что описание кривых с графиками прочности достаточно точно выполняется с использованием линейного и квадратичного СИМЛ.

Линейный СИМЛ, проходящий через узловые точки с координатами $(x_0, y_0), (x_1, y_1)$ (линейная интерполяция)

$$y = y_0 \frac{(x - x_1)}{(x_0 - x_1)} + y_1 \frac{(x - x_0)}{(x_1 - x_0)}. \quad (10.55)$$

Значения функции y_k в промежуточных (неузловых) точках определяются координатами двух ближайших узловых точек.

Квадратичный СИМЛ, проходящий через три узловые точки с координатами $(x_0, y_0), (x_1, y_1), (x_2, y_2)$ (квадратичная интерполяция), имеет вид

$$y = y_0 \frac{(x - x_1)(x - x_2)}{(x_0 - x_1)(x_0 - x_2)} + y_1 \frac{(x - x_0)(x - x_2)}{(x_1 - x_0)(x_1 - x_2)} + \\ + y_2 \frac{(x - x_0)(x - x_1)}{(x_2 - x_0)(x_2 - x_1)}.$$

Значение функции y_k в любой промежуточной точке кривой определяется координатами трех ближайших узловых точек. Для приведенных условий (см. рис. 10.14) снято 14 точек.

Запуск программы SP01_N осуществляется с использованием файла исходных данных «SN_00.dat» (примеры для различных вариантов в файлах исходных данных SN_0.dat, SN_00.dat, SN_01.dat, SN_02.dat, SN_010.dat, SN_4.dat, SN_5.dat, SN_6.dat приведены в приложении на CD) в последовательности

```
INPUT #1, B10, B11, A10, A11, A12, C, F, G, hp, nn1, n0
IF n0 > 0 GOTO 2
FOR i = 1 TO nn1
INPUT #1, XP(i), YP(i)
PRINT XP(i), YP(i)
NEXT i
GOTO 3
```

2 INPUT #1, w0, w1, w2

3 e = e

INPUT #1, im\$

INPUT #1, imc\$

где $B10 + B11$ — диапазон, в пределах которого может находиться поверхность скольжения (ширина призмы возможного обрушения); $A10 + A11$ — диапазон, в пределах которого может находиться предельный угол. После первого предварительного решения этот диапазон можно уточнить и сузить; $A10$ — проектный угол откоса (пределный, при решении первой задачи) или нижний диапазон; $A11$ — конечное значение угла, для которого ищется НР—проектная высота откоса (верхний диапазон). При решении первой задачи $A10 = A11$; $A12$ — шаг по углу; C — сцепление; F — угол внутреннего трения; G — плотность; HP — проектная высота откоса, для первой задачи $HP = 0$; $XP(i)$, $YP(i)$ — координаты узловых точек, снятых с графика (рис. 10.15); $w0$, $w1$, $w2$ — коэффициенты уравнения $\tau = f(\sigma)$; $\tau = w_0 + w_1\sigma + w_2\sigma^2$ — зависимости сопротивления срезу от нормального давления; $im$$ и $imc$$ — символьная информация (см. пример ниже).

Если координаты с графика не снимаются, а делается аппроксимация исходных данных полиномом второй степени, то $NN1 = 0$, а $n0 = 3$ (если вводятся узловые точки, то, наоборот, $NN1$ равно числу точек, аппроксимирующих график диаграммы сдвига, а $n0 = 0$).

Во второй и третьей строках вводится символьная информация (см. пример ниже).

Задача 1

Определить параметры предельного борта карьера H, B с углом наклона $\alpha = 20^\circ$ при следующих расчетных физико-механических характеристиках пород: $\rho = 10^3$, $k = 0,047$ МПа, $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³.

Файл с исходными данными «SP01N.dat» запишется

| |
|---|
| 0.0,10.0,30.0,30.0,0.0,0.1,41,12.4,1.52,0.,15,0 |
| 1.0,0.0 |
| 2.0,1.7 |
| 10.0,2.3 |
| 4.0,2.6 |

5.0,10.0
6.0,10.2
7.0,10.4
8.0,10.5
9.0,10.6
10.0,10.8
11.0,10.9
12.0,4.0
110.0,4.0
14.0,4.1
20.0,4.3

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SP01N.BAS ТУРГАЙСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

В результате решения на ПЭВМ получим следующее.

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например SN_01 (см. приложение на CD).

На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА»;
«БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ»
«РЕДАКТОРЕ ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;
«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например SN_02 (см. приложение на CD).

В результате решения файл SN_01 выглядит следующим образом (см. приложение на CD).

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SP01N

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОДНОРОДНОГО ОТКОСА ПО НАПРЯЖЕНИЯМ

АВТОР ПРОГРАММЫ : ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SP01N.BAS

ТУРГАЙСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

B10 = 0 B11 = 10 A10 = 30 A11 = 31 A12 = 2

C = 1.41 F = 12.4 G = 1.52 HP = 0 n0 = 0 NN1 = 15

1 0
2 1.7
3 2.3
4 2.6
5 3
6 10.2

7 10.4
8 10.5
9 10.6
10 10.8
11 10.9
12 4
13 4
14 4.1
20 4.3

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

НАЧАЛЬНАЯ ВЫСОТА HP = 0
n = 1.452 Б = 1.25 H = 8.51 R = 17.15
n = 1.349 Б = 2.25 H = 9.69 R = 20.42
n = 1.259 Б = 10.25 H = 10.87 R = 210.68
n = 1.174 Б = 4.25 H = 12.05 R = 26.95
n = 1.109 Б = 5.25 H = 110.24 R = 30.22
n = 1.054 Б = 6.25 H = 14.42 R = 310.49
n = 1.005 Б = 7.25 H = 15.60 R = 36.76
n = 0.955 Б = 8.25 H = 16.78 R = 40.03
n = 0.910 Б = 9.25 H = 17.96 R = 410.29
n = 0.895 Б = 9.75 H = 18.55 R = 44.93

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

угол откоса А = 30.00 Б = 7.35 H = 15.72 R = 37.08

(в таблице приведены данные только для 10 значений высот, фактически расчеты сделаны для 40 значений высот. См. приложение на CD).

Если отстраивать контур предельного откоса вручную, то он отстраивается по методике, приведенной ранее в разделе 10.2. Если построение вести в графическом редакторе или excel, то открываем второй файл SN_02 и по расчетным координатам отстраиваем контур борта карьера и поверхность скольжения. Результаты построений показаны на рис. 10.16.

Если провели аппроксимацию и получили уравнение кривой (см. рис. 10.15), то ввод исходных данных будет выглядеть следующим образом (файл SN_0)

0.0, 10.0, 30.0, 30.0, 0.0, 1.41, 12.4, 1.52, 0., 0, 3

0.5463, 0.4969, -0.0162

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SP01N.BAS
ТУРГАЙСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

Решение абсолютно одинаково с приведенным выше (решение см. на CD).

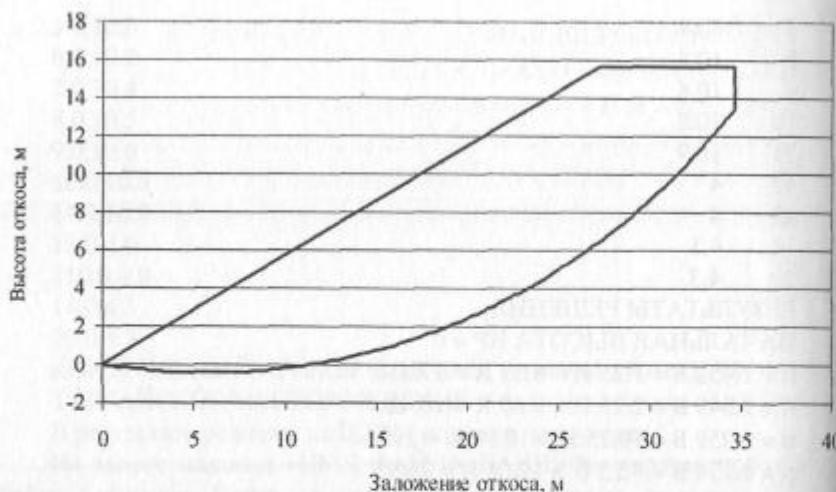


Рис. 10.16. Контур откоса для предельного состояния (построения выполнены в Excel)

Задача 2

Определить параметры предельного борта карьера α , B с углом наклона $\alpha = 20^\circ$ при следующих расчетных физико-механических характеристиках пород: $\rho = 10^3$, $k = 0,047$ МПа, $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³.

Файл с исходными данными «SN_00.dat» запишется
0, 10.0, 28.0, 32.0, 0.0, 1.41, 12.4, 1.52, 15.71, 0, 3
0.5463, 0.4969, -0.0162

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SP01N.BAS ТУРГАЙСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

Решение задачи выглядит следующим образом (файл SN_0)
РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SP01N
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОДНОРОДНОГО ОТКОСА ПО НАПРЯЖЕНИЯМ

АВТОР ПРОГРАММЫ: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.
КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SP01N.BAS
ТУРГАЙСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:
 $B10 = 0$ $B11 = 10$ $A10 = 28$ $A11 = 32$ $A12 = 0$
 $C = 1.41$ $F = 12.4$ $G = 1.52$ $HP = 15.71$ $n0 = 3$ $NN1 = 0$
 $w0 = .5463$ $w1 = .4969$ $w2 = -.0162$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

НАЧАЛЬНАЯ ВЫСОТА HP = 15.71
 $n = 1.035$ $B = 6.91$ $a = 28.10$ $R = 37.65$ $H = 15.71$
 $n = 1.028$ $B = 7.01$ $a = 28.50$ $R = 37.51$ $H = 15.71$
 $n = 1.020$ $B = 7.10$ $a = 28.90$ $R = 37.38$ $H = 15.71$
 $n = 1.013$ $B = 7.19$ $a = 29.30$ $R = 37.26$ $H = 15.71$
 $n = 1.006$ $B = 7.28$ $a = 29.70$ $R = 37.15$ $H = 15.71$
 $n = 0.998$ $B = 7.36$ $a = 30.10$ $R = 37.03$ $H = 15.71$
 $n = 0.991$ $B = 7.44$ $a = 30.50$ $R = 36.93$ $H = 15.71$
 $n = 0.985$ $B = 7.52$ $a = 30.90$ $R = 36.83$ $H = 15.71$
 $n = 0.978$ $B = 7.59$ $a = 31.30$ $R = 36.74$ $H = 15.71$
 $n = 0.971$ $B = 7.65$ $a = 31.70$ $R = 36.65$ $H = 15.71$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

угол откоса $A = 30.01$; $B = 7.35$; $H = 15.71$; $R = 37.06$.

(в таблице приведены данные только для 10 значений α , фактически расчеты сделаны для 40 значений высот, см. приложение на CD).

Как видим, решения задачи (обратной предыдущей) полностью совпадают.

Для контроля и освоения работы с программой в файлах SN_0+SN_6.dat приведены исходные данные для всех возможных вариантов, которые могут встретиться на практике. Решения для приведенных файлов находятся в приложении на CD в файлах Sn_001, Sn_002, Sn_01, Sn_02, Sn_11, Sn_12, Sn_21, Sn_22, Sn_31, Sn_32, Sn_41, Sn_42, Sn_51, Sn_52, Sn_61, Sn_62.

Резюмируя результаты исследований по расчету устойчивости плоских откосов, можно сделать следующие выводы.

- Для геомеханической модели однородного массива разработано пять расчетных схем, три из которых предназначены для расчета параметров плоских откосов, две — откосов выпуклого профиля.

Для расчетной схемы I.1, когда поверхность скольжения строится с учетом напряженного состояния массива и может быть выражена экспонентой, дано аналитическое решение задачи определения коэффициента запаса устойчивости, высоты (или угла откоса) и ширины призмы возможного обрушения

плоского откоса в зависимости от физико-механических свойств пород в виде:

$$n_{\min} = f(H, \alpha, \rho, k, \gamma); H(B) = f(\alpha, \rho, k, \gamma).$$

По данным расчета на ПЭВМ построены графики-номограммы для определения параметров предельного откоса.

- Для расчетных схем I.2 и I.3 разработан численно-аналитический способ расчета параметров устойчивого плоского откоса. Показано, что местоположение поверхности скольжения в массиве может быть установлено однозначно на основе задачи теории предельного равновесия, согласно которой условие предельного равновесия удовлетворяется по границе наиболее напряженной области, с использованием видоизмененной силовой схемы К. Терцаги, в которой неучет сил взаимодействия между блоками устранился интегрированием элементарных сил по наиболее напряженной поверхности. Параметры предельного откоса (высота H и угол откоса α) определяются из интегрального уравнения равновесия при коэффициенте запаса устойчивости откоса $n = I$.

- Разработана единая методика расчета параметров предельного откоса и откоса с заданным коэффициентом запаса устойчивости численно-аналитическими способами с реализацией их решения на ПЭВМ, что по сравнению с применяемыми графоаналитическими способами позволяет повысить объективность и точность расчетов и существенно снизить их трудоемкость.

Разработаны алгоритмы и программы решения задач на ПЭВМ, позволяющие по заданным физико-механическим характеристикам пород массива определить параметры предельного откоса и оценить степень устойчивости реального откоса для всех расчетных схем геомеханической модели однородного массива.

Расчет устойчивости для геомеханической модели «однородный массив» можно проводить методом В.В. Соколовского (расчет откоса вогнутого профиля), методом Г.Л. Фисенко и В.Т. Сапожникова (расчет откосов выпуклого профиля), а также методом векторного сложения сил (метод многоугольника сил ВНИМИ) и алгебраического сложения сил (Терцаги). Несмотря на указанные в разделе 2 недостатки, присущие этим методам, они находят широкое применение и включены в нормативные документы [8, 9]. Рассмотрим подробнее каждый из этих методов.

10.12. РАСЧЕТ ОТКОСА ВОГНУТОГО ПРОФИЛЯ ПО В.В. СОКОЛОВСКОМУ

В разделе 4.4.8 было показано, что большинство задач горной геомеханики можно решать в упрощенной — плоской постановке, так как все вертикальные сечения исследуемого объекта борта карьера идентичны. В этом случае вместо пространственной (трехмерной) задачи можно решать плоскую (двухмерную) задачу, что приводит к существенным упрощениям в процессе её алгоритмизации и решения. Решение таких задач основаны на математическом отображении предельного напряженного состояния сыпучей среды при условии, что последнее соблюдается в каждой точке некоторой зоны. Основоположником этого метода является В.В. Соколовский [20].

Плоское предельное напряженное состояние сыпучей среды описывается системой уравнений

$$\begin{cases} \frac{d\sigma_x}{dx} + \frac{d\tau_{xz}}{dz} + \gamma \frac{dH}{dx} = 0; \\ \frac{d\tau_{xz}}{dx} + \frac{d\sigma_z}{dz} + \gamma_b + \gamma \frac{dH}{dz} = 0; \\ (\sigma_x - \sigma_z)^2 + 4\tau_{xz}^2 = (\sigma_x + \sigma_z + 2k \operatorname{ctg}\varphi)^2 \sin^2\varphi, \end{cases} \quad (10.56)$$

где γ_b — плотность пород с учетом взвешивания с водой.

Система уравнений (10.56) является статически определимой; методы ее решения подробно рассмотрены в работе [20]. Эти методы сводятся к численному или графическому интегрированию системы (10.56) и в целом достаточно сложны. В.В. Соколовским [20] используется численный метод, сводящий систему (10.56) к двум уравнениям в частных производных гиперболического типа, из которых методами численного интегрирования определяются напряжения и направления поверхности скольжения в расчетных точках. Таких площадок две, они наклонены к главной оси I под углами $\pm\mu$ и образуют между собой угол 2μ (см. рис. 4.5, 4.6 в разд. 4.4.8). В области предельного равновесия через каждую точку на плоскости xu проходят две линии скольжения, касательные к которым наклонены к главной оси I под углами $\pm\mu$, а к оси x — под углами $\phi \pm \mu$, где ϕ — угол между осями x и I (см. рис. 4.6, разд. 4.4.8).

Огибающей поверхности скольжения является поверхность разрушения массива.

Метод В.В. Соколовского является теоретически наиболее обоснованным методом расчета, позволяющим построить равнопрочный откос бесконечной высоты для однородного массива с любыми физико-механическими характеристиками пород. Таблицы И.С. Мухина и А.И. Срагович [136], составленные по инициативе В.В. Соколовского, позволяют быстро и легко построить профиль равноустойчивого откоса.

Значения безразмерных координат X , Y предельного контура откоса представлены на рис. 10.17. Таким образом, расчет откоса сводится к следующему: выбирается коэффициент запаса устойчивости; определяются расчетные характеристики η_p , γ_p , ρ_p , k_p ; определяется предельная глубина карьера $H - H_{90}$ (проектная) и откладывается на графике предельного контура откоса $y = H$ (рис. 10.18); вычисляется безразмерная координата для первой точки $i = 1$:

$$\bar{y}_1 = \frac{\gamma_p}{n_p} H; \quad (10.57)$$

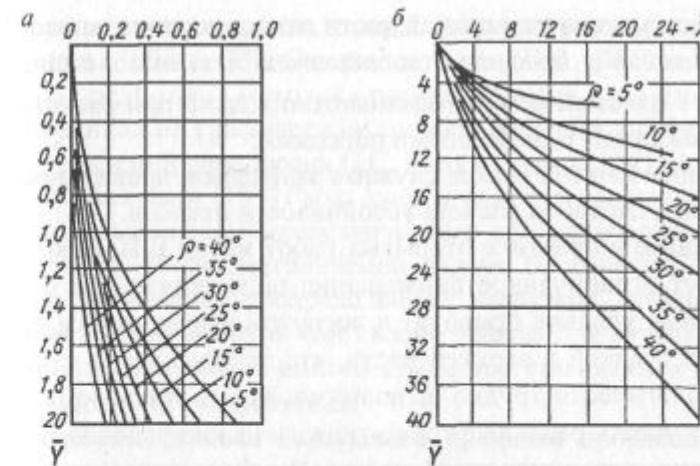


Рис. 10.17. График предельных очертаний равноустойчивого откоса вогнутого профиля (по И.С. Мухину и А.И. Срагович)

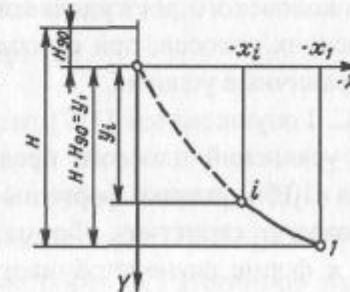


Рис. 10.18. Определение конечного контура откоса по методу В.В. Соколовского

по графику рис. 10.17 определяется сопутствующее ей значение безразмерной координаты $-\bar{x}_1$. По значению безразмерной координаты $-\bar{x}_1$ вычисляется истинная координата $-x_1$:

$$-x_1 = \frac{k_p}{\gamma} (-\bar{x}_1) \quad (10.58)$$

и строится на графике нижняя точка откоса (точка I на рис. 10.18).

Затем вычисляются значения координат y_i и x_i для любых промежуточных значений глубины карьера аналогичным способом (до глубины не меньше H_{90}).

Из-за наличия в верхней части откоса вертикального участка высотой H_{90} профиль откоса должен быть выпложен. Пользоваться изложенным методом можно только при расчете откосов, сложенных однородными породами.

Данный метод может служить критерием правильности инженерных способов расчета устойчивости откосов.

Однако в практике открытых работ метод В.В. Соколовского имеет ограниченное применение: положенные в его основу граничные условия приводят к вогнутой форме откоса с вертикальной стенкой в верхней части, что экономически невыгодно и технологически трудно выполнимо; кроме того, метод не позволяет учесть реальные горно-геологические условия и применим лишь для однородной среды. Решение задачи по методу В.В. Соколовского дает удовлетворительные результаты только для высоких откосов; при откосах конечной высоты возникают иные граничные условия.

С.С. Голушкивичем [137] разработан графический метод решения уравнений плоского предельно-напряженного состояния массива (10.56), однако формулы для решения задачи имеют более сложную структуру. Форма откоса по С.С. Голушкивичу близка к форме равноустойчивого откоса В.В. Соколовского. В дальнейшем на основе метода В.В. Соколовского был разработан целый ряд расчетных схем и способов (Н.К. Звонарева, А.И. Говядинова, С.В. Фальковича, А.М. Сенкова, Ю.А. Соболевского, И.Д. Молюкова и др.), направленных, главным образом, на снижение трудоемкости расчетов по основному методу.

10.13. РАСЧЕТ ОТКОСОВ ВЫПУКЛОГО ПРОФИЛЯ

По-иному, чем у В.В. Соколовского, поставлены граничные условия при решении задачи В.Т. Сапожниковым [138—140]: вдоль откоса задано равномерно распределенное давление $H_{90}\gamma$. В результате решения задачи В.Т. Сапожниковым получен откос выпуклого профиля.

Впервые идея создания откоса выпуклого профиля была высказана в 1958 г. В.Т. Сапожниковым и Г.Л. Фисенко [138], ими была предложена методика расчета откосов выпуклой формы, основанная на графическом способе решения дифференциальных уравнений равновесия С.С. Голушкивича [137]. В 1960 г. В.Т. Сапожниковым [139] было дано аналитическое решение задачи с использованием математического аппарата формул В.В. Соколовского. В рассматриваемой задаче бесконечный откос нагружен равномерно распределенной нагрузкой, создаваемой грунтовой массой высотой H_{90} ; задача решена для случая, когда поверхности скольжения одного семейства стягиваются в одну точку — нижнюю точку откоса.

Построение откоса выпуклого профиля производится в следующем порядке: определяются расчетные характеристики $\eta_p, \gamma_p, \rho_p, k_p$; по ним вычисляется высота H_{90} .

Приведенная глубина карьера (м)

$$H'_1 = \frac{H_1}{H_{90}}, \quad (10.59)$$

где H'_1 соответствует конечной глубине карьера $H_k = H_1$. По значению H'_1 на основе табл. 10.2 (или рис. 10.19 [8—10]) определяется приведенное заложение борта L'_1 . Истинное значение заложения борта

$$L_1 = L'_1 / H_{90}. \quad (10.60)$$

В начале координат H_1, L (рис. 10.20) откладывается высота H_{90} и строится положение точки I (H_1, L_1), соответствующее верхней бровке откоса.

Берутся промежуточные значения глубин карьера $H_i < H_1$ и для этих глубин (i -й точки откоса) находится аналогичным образом значение L_i и строятся точки, определяющие контур борта карьера.

Так как наличие вертикальных откосов недопустимо, нижняя часть откоса (на высоту $1/3 H_k$) принимается плоской с максимально возможным углом α_1 , который равен максимальному технически допустимому углу с учетом берм и съездов.

Профиль устойчивого выпуклого борта по изложенной методике может быть рассчитан в однородных породах, не имеющих поверхностей ослабления, падающих в сторону выемки или горизонтальных. Сравнение профилей откоса в предельно напряженном состоянии показано на рис. 10.21. При конструктивном оформлении выпуклого борта его профиль корректируют (рис. 10.22).

Таблица 10.2

| Условная высота откоса H'_1 , м | Заложение откоса L'_1 выпуклого борта при $H_{90} = 1$ м и углах внутреннего трения φ , градус | | | | | | |
|-----------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 5 | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | 35 |
| 1 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1,5 | 0,57 | 0,50 | 0,46 | 0,40 | 0,35 | 0,33 | 0,27 |
| 2,0 | 1,37 | 1,20 | 1,05 | 0,93 | 0,85 | 0,75 | 0,64 |
| 2,5 | 2,37 | 2,03 | 1,80 | 1,55 | 1,35 | 1,22 | 1,05 |
| 3,0 | 3,83 | 3,02 | 2,60 | 2,25 | 1,95 | 1,72 | 1,45 |
| 3,5 | 6,0 | 4,17 | 3,50 | 2,95 | 2,55 | 2,25 | 1,92 |
| 4,0 | 8,70 | 5,50 | 4,50 | 3,75 | 3,20 | 2,77 | 2,40 |
| 4,5 | 11,75 | 7,10 | 5,57 | 4,50 | 3,90 | 3,35 | 2,90 |
| 5,0 | 15,0 | 8,75 | 6,70 | 5,40 | 4,60 | 3,95 | 3,40 |
| 6,0 | — | 12,30 | 9,15 | 7,30 | 6,05 | 5,20 | 4,45 |
| 7,0 | — | 15,90 | 11,75 | 9,20 | 7,60 | 6,45 | 5,50 |
| 8,0 | — | 19,50 | 14,45 | 11,25 | 9,15 | 7,75 | 6,60 |
| 9,0 | — | 23,00 | 17,20 | 13,30 | 10,80 | 9,15 | 7,70 |
| 10 | — | — | 20,05 | 15,40 | 12,45 | 10,55 | 8,90 |
| 11 | — | — | 23,00 | 17,55 | 14,20 | 11,90 | 10,05 |
| 12 | — | — | 25,90 | 19,80 | 15,95 | 13,25 | 11,25 |
| 13 | — | — | — | 22,10 | 17,70 | 14,65 | 12,45 |
| 14 | — | — | — | 24,30 | 19,50 | 16,10 | 13,65 |
| 15 | — | — | — | 26,60 | 21,35 | 17,50 | 14,65 |
| 16 | — | — | — | — | 23,20 | 18,95 | 16,05 |
| 17 | — | — | — | — | 25,00 | 20,40 | 17,25 |
| 18 | — | — | — | — | — | 21,85 | 18,46 |
| 19 | — | — | — | — | — | 23,85 | 19,65 |
| 20 | — | — | — | — | — | 24,80 | 20,85 |

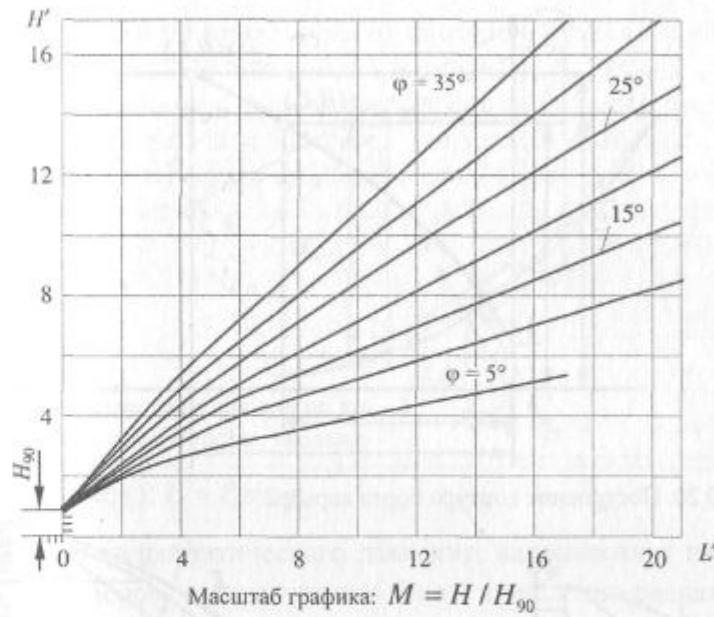


Рис. 10.19. График предельных очертаний откосов выпуклого профиля

Следует иметь в виду, что откос любого плавного профиля в зоне выпуклого и вогнутого расчетных откосов имеет одинаковый коэффициент запаса устойчивости [139].

Способ построения откоса выпуклого профиля В.Т. Сапожникова, Г.Л. Фисенко прошел поверку на практике и в теоретическом отношении является достаточно строгим. Высказанные рядом исследователей сомнения относительно правомерности некоторых положений этого способа являются, по нашему мнению, необоснованными.

Указанный способ включен в «Методические указания...» [8, 9] и получил широкое распространение при построении профилей бортов карьеров выпуклой формы, являющейся наиболее экономичной в связи с меньшими объемами вскрыши по сравнению с бортами плоской и вогнутой форм. Недостатком способа является большой объем графических построений и поверочных расчетов.

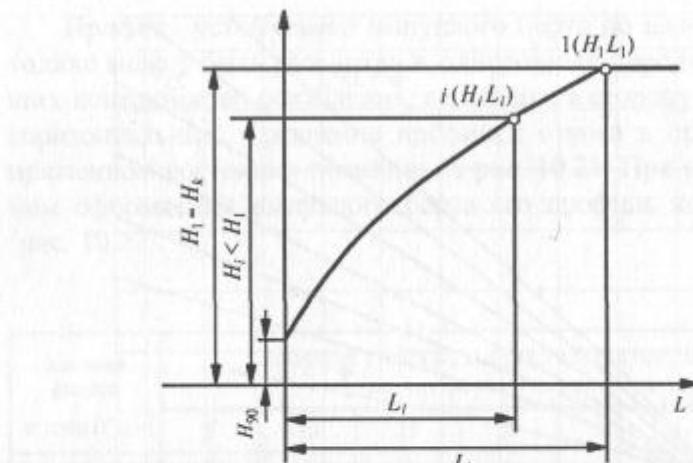


Рис. 10.20. Построение контура борта карьера

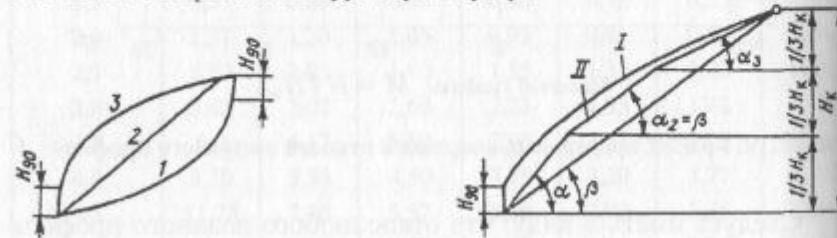


Рис. 10.21. Сравнение профилей откоса борта карьера в предельном напряженном состоянии:

1 — вогнутого; 2 — плоского; 3 — выпуклого

Рис. 10.22. Схема корректировки выпуклого профиля откоса:
I — расчетного; II — скорректированного

10.14. МЕТОД АЛГЕБРАИЧЕСКОГО СЛОЖЕНИЯ СИЛ

Метод алгебраического сложения сил [8—10] основан на алгебраическом сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (рис. 10.23).

При этом в расчет принимаются следующие силы:

N_i , T_i — соответственно нормальная и касательная составляющие веса расчетного блока;

356

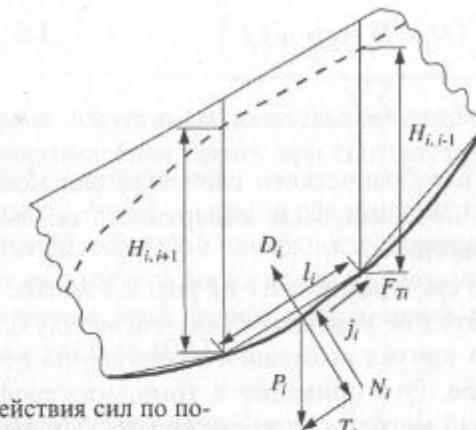


Рис. 10.23. Схема действия сил по потенциальной поверхности скольжения

$$N_i = P_i \cos j_i; T_i = P_i \sin j_i;$$

D_i — сила гидростатического давления, направленная перпендикулярно основанию расчетного блока и численно равная произведению среднего значения гидростатического давления $\gamma_b H_{\text{ср}i}$ на протяженность обводненной части блока l'_i :

$$D_i = \gamma_b H_{\text{ср}i} l'_i, \quad (10.61)$$

$$\gamma_b H_{\text{ср}i} = \gamma_b \frac{H_{i,i-1} + H_{i,i+1}}{2}; \quad (10.62)$$

F_{T_i} — силы сопротивления срезу (сдвигу) по основанию блока:

$$F_{T_i} = N_i \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i, \quad (10.63)$$

где ρ_i , k_i — расчетные характеристики прочности пород.

$$\Delta T = \sum_i [(N_i - D_i) \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i - T_i]. \quad (10.64)$$

Если по наиболее напряженной поверхности разность удерживающих и сдвигающих сил равна нулю, то массив находится в предельном состоянии.

Коэффициент запаса устойчивости откоса n по методу алгебраического сложения сил определяется для наиболее напряженной поверхности скольжения по формуле:

$$n = \frac{\sum_i [(N_i - D_i) \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i]}{\sum_i T_i}. \quad (10.65)$$

Метод алгебраического сложения сил может быть использован, если потенциальная поверхность скольжения имеет вид плавной кривой.

Пример см. в разделе 2.1 на рис. 2.3 и табл. 2.1.

Этот метод не учитывает реакции между блоками и исходит из того, что призма возможного обрушения деформируется как единое целое. Это приводит к тому, что коэффициент запаса, рассчитанный методом алгебраического сложения сил, заведомо меньше фактического, а степень этого несоответствия зависит от высоты откоса, его угла и углов внутреннего трения пород и может колебаться от 3 до 20 % [9].

При небольшой высоте откосов (до 100 м) и небольших значениях углов внутреннего трения пород ($\phi < 20^\circ$) этот метод дает достаточно надежные результаты.

Метод алгебраического сложения сил применяется также при оценке устойчивости откосов в слабых водонасыщенных горных породах глинистого и песчано-глинистого состава, когда в условиях всестороннего сжатия при определенных величинах напряжений прочностные характеристики данных разностей не могут быть представлены постоянными величинами ρ и k , так как у этих пород сопротивление сдвигу перестает возрастать при росте нормальных напряжений.

Оценку устойчивости откосов по наиболее слабой поверхности в этом случае производят, пользуясь общим сопротивлением сдвига горных пород в каждой точке наиболее напряженной поверхности скольжения без разделения на силы трения и сцепления. Общее сопротивление сдвига определяется путем испытаний пород на срез при различных нормальных напряжениях и построения графика сопротивления сдвига для каждого слоя породы [8—10]. Оценка устойчивости откоса в этом случае производится сравнением эпюры предельно допустимых касательных напряжений и эпюры касательных напряжений в рассматриваемом откосе по формуле:

$$\sum \tau_{\text{доп}} / \sum \tau_{\text{сдв}} \geq 1, \quad (10.66)$$

где $\sum \tau_{\text{доп}}$ — сумма допустимых касательных напряжений, взятых с графиков сопротивления сдвигу при соответствующих нормальных напряжениях; $\sum \tau_{\text{сдв}}$ — сумма сдвигающих напряжений, возникающих по наиболее слабой поверхности, являющихся касательными составляющими веса пород по этой поверхности.

Подробное решение этой задачи с примерами решения на ПЭВМ приведено в разделе 10.11.

10.15. МЕТОД ВЕКТОРНОГО СЛОЖЕНИЯ СИЛ (МЕТОД МНОГОУГОЛЬНИКА СИЛ)

Наиболее универсальным для оценки устойчивости бортов и откосов в реальных горно-геологических условиях является *метод векторного сложения сил* (метод многоугольника сил), учитывающий реакции между блоками, на которые по определенным признакам разбивается призма возможного обрушения [8—10].

При расчете методом многоугольника сил точность расчета зависит от расположения границ между смежными блоками и от направления реакции между ними. Достаточная точность расчетов достигается, когда границы между блоками принимают подобно расположению второго семейства поверхностей скольжения при расчете методом предельно напряженного состояния, т.е. под углом ($90^\circ - \phi$) к первому семейству поверхностей скольжения (рис. 10.24).

При этом в расчет принимаются следующие силы: P_i — вес рассматриваемого блока; $C_{i,i+1}, C_{i,i-1}, C_i$ — силы сцепления, направленные параллельно соответствующим границам блока; $R_{i,i+1}, R_{i,i-1}, R_i$ — реакции по границам блока, действующие на расчетный блок горных пород; $D_{i,i+1}, D_{i,i-1}, D_i$ — силы гидростатического давления по границам блока.

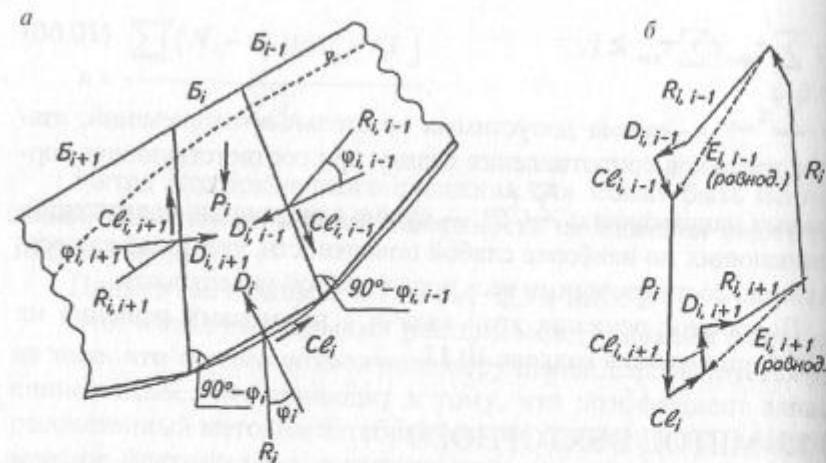


Рис. 10.24. Схема многоугольника сил:
а — силы, действующие на расчетный блок горных пород B_i ; б — многоугольник сил

Общую схему расчета для всего борта карьера можно видеть на рис. 10.25.

Силы гидростатического давления вычисляются по формулам (10.61), (10.62). В результате аналитического или графического решения получают результирующую невязку ΔF (рис. 10.25, б).

Для откоса, находящегося в предельном устойчивом состоянии с заданным коэффициентом запаса, многоугольник сил, построенный по наиболее напряженной поверхности скольжения для всей призмы возможного обрушения, должен замыкаться. Это означает, что его устойчивость обеспечивается с коэффициентом запаса, близким к введенному в прочностные характеристики пород.

Если при расчете многоугольник сил не замыкается, т.е. существует невязка сил ΔF , то устойчивость откоса не соответствует принятому коэффициенту запаса. Для определения коэффициента запаса устойчивости откоса в этом случае необходимо повторить расчет по наиболее напряженной поверхности

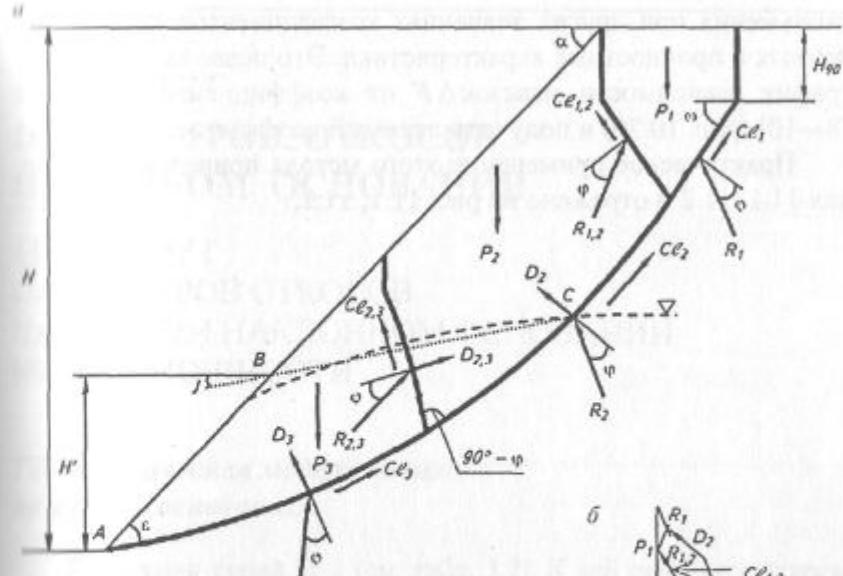


Рис. 10.25. Принципиальная схема расчета методом многоугольника сил обводненного изотропного откоса [9]:
а — силы, действующие на расчетные блоки горных пород в призме возможного обрушения; б — многоугольник сил

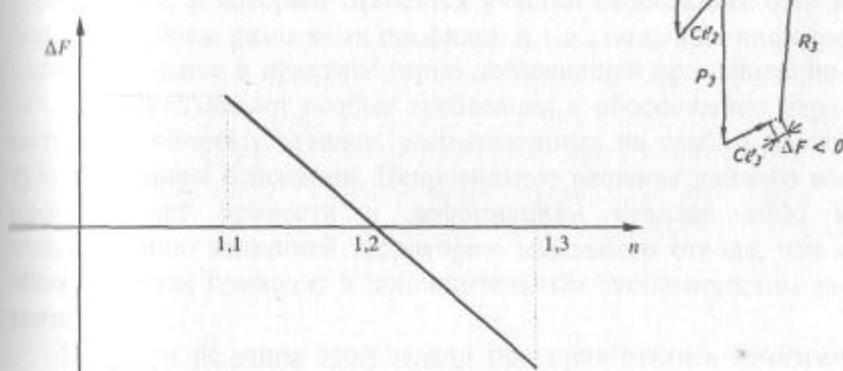


Рис. 10.26. График зависимости $\Delta F = f(n)$

скольжения при других значениях коэффициентов запаса, введенных в прочностные характеристики. Это позволит построить график зависимости невязок ΔF от коэффициентов запаса n [8—10] (рис. 10.26) и получить искомый коэффициент запаса.

Практическое применение этого метода приведено в разделах 11.1, 11.2 и отражено на рис. 11.1, 11.2.

11. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ

11.1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ НАКЛОННОМ ОСНОВАНИИ МАЛОЙ МОЩНОСТИ

Геомеханическая модель «откос на слабом основании»

Расчетная схема П. 1 (см. табл. 3.2). К ней относятся откосы уступов и бортов карьеров, ослабленных пластичным слоем, прошлактом или тектонической трещиной с глиной трения, при подрезке их горными работами, а также отвалы, в основании которых залегает слой слабых пород (ослабленный контакт).

Особо важное значение данная схема имеет для расчета параметров устойчивых отвалов, так как отсыпка породных отвалов на непригодных для сельскохозяйственного использования территориях, к которым относятся участки пересохших озер и болот, косогоры различных профилей и т. п., получила широкое распространение в практике горно-добывающей промышленности. Это предъявляет особые требования к обоснованию параметров устойчивых отвалов, расположенных на слабом, зачастую наклонном основании. Неправильное решение данного вопроса может привести к деформациям отвалов либо к заделыванию излишней территории земельного отвода, что в обоих случаях приводит к дополнительным экономическим затратам.

Попытки решения этой задачи предпринимались многими исследователями, например [30]. Анализ недостатков выполненных решений подробно изложен в работах [3, 29—55]. Суть не-

достатков следующий. Криволинейные поверхности скольжения заменены плоскими, что в определенных условиях приводит к заметным погрешностям в расчетах предельных параметров отвалов; мощность слабого слоя принимается равной нулю, т.е. задача решается лишь при условии развития контактного оползня. В некоторых работах величина H_{90} принимается равной нулю, что несправедливо, особенно для глинистых отвалов, в которых всегда присутствует сцепление.

Во всех анализируемых работах угол входа поверхности скольжения θ в слабый слой рекомендуется определять по упрощенной формуле

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\rho - \rho') - \frac{1}{2} \arcsin\left(\frac{\sin \rho'}{\sin \rho}\right) \quad (11.1)$$

вместо полной

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\rho - \rho') - \frac{1}{2} \arcsin\left[\frac{\sin \rho'}{\sin \rho}\left(1 - \frac{H - H'}{\sigma}\right)\right], \quad (11.2)$$

где σ — приведенное напряжение [см. формулу (11.15)].

Подобное допущение при оценке устойчивости невысоких отвалов, особенно отвалов глинистых пород, может вызвать существенные погрешности. Например, для условий отвалообразования на Качарском карьере, характеризующихся следующими показателями физико-механических свойств пород и грунтов основания: $H = 10$ м; $k = 0,0104$ МПа; $k' = 0,005$ МПа; $\rho' = 10^\circ$; $\gamma = 1,8 \cdot 10^3$ кг/м³, угол θ , определенный по формуле (11.2), равен $17,1^\circ$, а по формуле (11.1) — $7,4^\circ$. Иногда приведенное напряжение σ ошибочно принимают равным минимальному напряжению, необходимому для возникновения площадок скольжения $\sigma_0 = 2k \operatorname{ctg} \mu$. В подобном случае для приведенных характеристик θ становится больше 50° , что противоречит теории.

В «Методических указаниях...» [8, 9] методика расчета отвалов на слабом основании для случая, когда тело отвала представлено глинистыми породами, вообще отсутствует.

Ниже излагается аналитическое решение поставленной задачи, принцип которого впервые изложен в работе [29], а затем опубликован в работах [2, 3]. Решение рассматривается для общего случая отвала на слабом наклонном основании, мощность которого не превышает $(0,2 \div 0,3)H$. Расчетная схема решения задачи приведена на рис. 11.1. Характер деформирования таких откосов описан в главе 2.

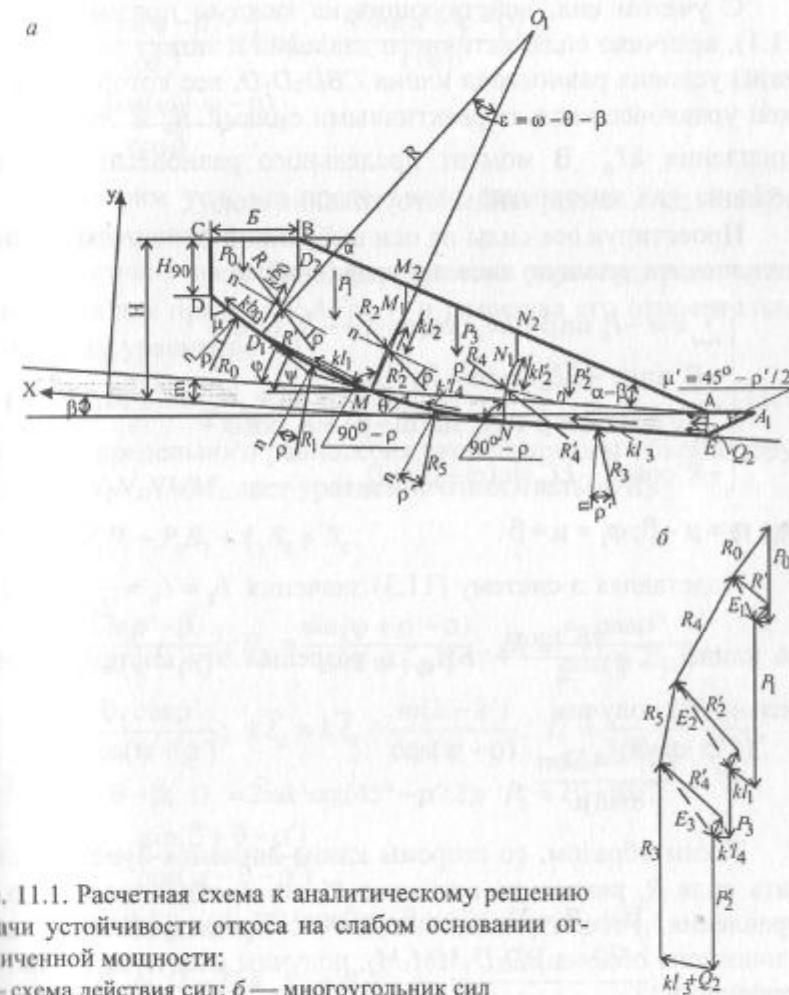


Рис. 11.1. Расчетная схема к аналитическому решению задачи устойчивости откоса на слабом основании ограниченной мощности:
а — схема действия сил; б — многоугольник сил

При аналитическом решении задачи использовались следующие основные положения теории Кулона:

1. Активное давление создается объемом давления, принимаемым за твердое тело.

2. Давление определяется в момент предельного равновесия призмы давления, когда результирующая реакция со стороны каждой поверхности скольжения отклоняется от нормали к поверхности в каждой точке на угол трения.

С учетом сил, действующих на каждую призму (см. рис. 11.1), величина силы активного давления R может быть получена из условия равновесия клина CBD_2D_1D , вес которого P_0 должен уравновешиваться реактивными силами R_0 и R' и силами сцепления $k\ell_0$. В момент предельного равновесия эти силы должны дать замкнутый многоугольник сил.

Проектируя все силы на оси выбранной системы координат, получим следующую систему уравнений:

$$\begin{cases} \sum x = -P_0 \sin \beta + k\ell_0 \cos(\omega - \beta) - R_0 \sin \varphi + \\ + R' \sin \varphi_1 - k\ell_0 \cos(\omega + \beta) = 0; \\ \sum y = -P_0 \cos \beta + k\ell_0 \sin(\omega - \beta) + R_0 \cos \varphi + \\ + R' \cos \varphi_1 - k\ell_0 \sin(\omega + \beta) = 0, \end{cases} \quad (11.3)$$

где $\varphi = \mu - \beta$; $\varphi_1 = \mu + \beta$.

Подставляя в систему (11.3) значения $\ell_0 = \ell_0' = \frac{B}{2 \cos \omega}$ и веса клина $P_0 = \frac{\gamma B^2 \operatorname{tg} \omega}{4} + \gamma B H_{90}$ и разрешая эту систему относительно R' , получим

$$R' = \frac{\gamma B^2 + 4 B k m}{8 \sin \mu}. \quad (11.4)$$

Таким образом, со стороны клина давления будет действовать сила R , равная по величине R' , но противоположного направления. Рассматривая, аналогично предыдущему, условие равновесия объема $BD_2D_1MM_1M_2$, получим следующую систему уравнений:

$$\begin{aligned} \sum x &= -P_1 \sin \beta - R_1 \sin(\psi - \rho) + R'_2 \cos \psi + k_m \ell_1 \cos \psi - \\ &- k_m \ell_2 \sin(\psi - \rho) - R \sin(\mu + \beta) + k_m \ell_0 \cos(\omega + \beta) = 0; \\ \sum y &= -P_1 \cos \beta_1 + R_1 \cos(\psi - \rho) + R'_2 \sin \psi + k_m \ell_1 \sin \psi + \\ &+ k_m \ell_2 \cos(\psi - \rho) - R \cos(\mu + \beta) - k_m \ell_0 \sin(\omega + \beta) = 0, \end{aligned} \quad (11.5)$$

где $\psi = \varphi - \beta$; $\varphi = (\omega + \theta + \beta)/2$.

Решая систему (11.5) относительно R'_2 , имеем

$$R'_2 = \frac{P \sin(\varphi - \rho)}{\cos \rho} - k m \ell_1 + \frac{R \sin(\mu + \varphi - \rho)}{\cos \rho} - \frac{k m \ell_0 \cos(\omega + \varphi - \rho)}{\cos \rho}. \quad (11.6)$$

Рассмотрим условие предельного равновесия для системы объема разрушения.

Аналогично предыдущему, составляя условие предельного равновесия для призмы $N_2AEN_1N_2$ и разрешая его относительно R_4 , получим уравнение

$$R_4 = P_2 B_1 + k m \ell_2 B_2 + k \ell_3 B_3 + B_4, \quad (11.7)$$

а условие предельного равновесия второй призмы объема обрушения $M_2N_2N_1NMM_1$ дает уравнение относительно R_2 :

$$R_2 = P_2 B_1 - P_3 B_7 + \ell_3 B_8 + B_9, \quad (11.8)$$

где

$$\begin{aligned} B_1 &= \frac{\sin(\rho' - \beta)}{\cos(\psi + \rho')}; \quad B_2 = \frac{\sin(\psi + \rho' - \rho)}{\cos(\psi + \rho')}; \quad B_3 = \frac{\cos \rho'}{\cos(\psi + \rho')}; \\ B_4 &= \frac{\Theta_2 \cos \rho'}{\cos(\psi + \rho')}; \quad k \bar{\ell}_2 = k \ell_2 - \frac{m(k - k')}{\cos(\psi - \rho)}; \quad \Pi = \frac{\pi \epsilon}{360 \sin(\epsilon/2)}; \\ \epsilon &= \omega - \theta - \beta; \quad O_2 = 2 m k' \operatorname{ctg}(45^\circ - \rho'/2); \quad P_2 = P_3 + P_2'; \\ B_7 &= B_1 + \frac{\sin(\beta + \theta - \rho')}{\cos(\psi - \theta - \rho')}; \\ \mathcal{U} &= \sin(\theta + \rho - \rho' - \psi) / \cos(\psi - \theta + \rho'); \quad \mathcal{U}' = B_2 + \mathcal{U}_1; \\ B_8 &= \mathcal{U} k_m N_3 \Pi - \mathcal{U}_1 k_m N_3 + B_3 k'; \quad N_3 = \frac{\sin(\alpha - \beta)}{\cos(\alpha + \rho - \varphi)}; \end{aligned}$$

$$B_9 = k_m \Pi N_3 m [\Pi \operatorname{ctg}(\alpha - \beta) - \Pi_1 \operatorname{ctg}\theta] - \frac{\Pi m (k_m - k')}{\cos(\psi - \rho)} + \\ + k' m \cos \rho' / [\sin \theta \cos(\psi - \theta + \rho')] + B_4.$$

Для отвала произвольной высоты можно построить множество поверхностей скольжения, при которых отвал может и не находиться в предельном состоянии. Поэтому, рассматривая условие предельного равновесия для каждой из призм объема давления и объема обрушения, определяем реакции R'_2 и R_2 по формулам (11.6), (11.8).

Поскольку объем обрушения находится в предельном состоянии, то реакции R'_2 и R_2 должны быть равны между собой. В общем случае для произвольной поверхности скольжения это условие может не выполняться; поэтому для приведения призмы в равновесие необходимо приложить дополнительную силу $P = R'_2 - R_2$, направленную по линии их действия. Тогда, используя экстремальный способ нахождения функции в зависимости от ширины призмы возможного обрушения B при $H = \text{const}$, находим значение B , отвечающее наиболее опасной потенциальной поверхности скольжения. Взяв производную функции по B и приравняв ее нулю

$$\frac{dP}{dB} = 0, \quad (11.9)$$

исследуем функцию на экстремум. Подставив в уравнение (11.9) значение функций R'_2 и R_2 и используя значения входящих в формулы элементов, найденных геометрически из рис. 11.1, и разрешая его относительно B , получим ширину призмы возможного обрушения, соответствующую экстремальному значению функции:

$$B = H I + \Pi, \quad (11.10)$$

$$\text{где } I = \frac{Y_2}{Y_1}; \quad \Pi = \frac{Y_3}{Y_1};$$

$$y_1 = \frac{A_1 (\operatorname{tg}\omega + 8D_2 k_1^2)}{4} - \frac{x_1}{2} (4k_1 y \sin \beta + \operatorname{tg}\omega) - 2A_2 + 2B_1 D k_1^2 + \frac{\operatorname{tg}^2 \omega A_1}{4 \operatorname{tg} \varphi};$$

$$y_2 = x_{10} - 2k_1 x_5 + x_7 [y \sin \beta (k \operatorname{tg}\omega - 2k_1) - \operatorname{tg}\omega];$$

$$y_3 = x_7 [y \sin \beta (2k_1 H_{90} + k_2 \operatorname{tg}\omega) + \operatorname{tg}\omega H_{90}] - 2k_1 k_2 x_5 - H_{90} x_{10} + \\ + \frac{x_0}{2} (\operatorname{tg}\omega + 2 \sin \beta y k_1) + \frac{A_3}{\gamma} - k_1 x_8 + 2N_1 N_3 y B_7; \\ k = \operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\varphi; \quad k_1 = \sin(\phi + \omega) / (2 \cos \omega \cdot \sin \phi); \quad k_2 = H_{90} \operatorname{ctg}\varphi; \\ D = N + \frac{\Pi_1 y^2 \sin(\alpha - \beta)}{\cos^2(\alpha + \rho - \varphi)}; \quad y = \frac{\sin \varphi}{\sin \psi}; \quad A_1 = \sin(\varphi - \rho) / \cos \rho; \\ A_2 = \sin(\mu + \phi - \rho) / (8 \sin \mu \cdot \cos \rho); \\ A_3 = 4k \cdot A_2 - k \cdot \cos(\omega + \phi - \rho) / (2 \cos \rho \cdot \cos \omega); \\ D = N + \Pi_1 y^2 \sin^2(\alpha - \beta) / [\cos^2(\alpha + \rho - \varphi)]; \\ \Pi_1 = \left(\frac{\pi \epsilon}{180^\circ} - \sin \epsilon \right) / (8 \sin^2 \epsilon / 2); \quad D_1 = \frac{y^2 \sin \beta \sin \psi}{2 \sin \varphi}; \\ D_2 = D_1 + D - \frac{y^2 \sin \beta \Pi_1}{\sin^2 \varphi}; \quad N_1 = \frac{m \cos(\rho + \theta - \psi)}{2 \sin \theta}; \\ N = \frac{\sin^2 \phi \sin(\alpha - \beta) \cos(\psi - \rho)}{2 \sin^2 \psi \cos(\alpha + \rho - \varphi)}; \quad x_5 = A_1 D_2 + B_1 D; \\ x_6 = \frac{\Pi_1 y_1 \sin \beta A_1}{\sin^2 \varphi}; \quad x_7 = \frac{A_1 \Pi_1}{\sin^2 \varphi}; \quad x_8 = B_1 y m + \frac{B_8 y}{\gamma}; \quad x_9 = \frac{C_m \Pi}{\gamma \sin \varphi}; \\ x_{10} = \frac{A_1}{2} (1 + \operatorname{tg}\omega / \operatorname{tg}\varphi).$$

Затем, изменяя высоту отвала, находим для наиболее опасной поверхности скольжения состояние предельного равновесия, когда $R = 0$, т.е. при

$$R'_2 = R_2. \quad (11.11)$$

Из решения уравнения (11.11) с учетом (11.10) получим уравнение предельной высоты отвала, расположенного на слабом наклонном основании:

$$H = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}, \quad (11.12)$$

$$\text{где } a = \frac{A_1 (1 + I \operatorname{tg}\alpha)}{2 \operatorname{tg}\alpha} + \frac{I^2 (8A_2 - A_1 \operatorname{tg}\omega)}{8} + A_1 x_1^2 \left(\frac{\Pi_1}{4 \sin^2 \varphi} - \frac{1}{8 \operatorname{tg} \varphi} \right) - \\ - x_2^2 x_5 - x_6 x_1 x_2;$$

$$\begin{aligned}
b &= \frac{A_1(IIx_1 - 2IH_{90})}{4} + \frac{A_1x_1x_3}{4\tg\varphi} - 2x_5x_2x_4 + x_6(x_3x_2 - x_1x_4) - \\
&\quad - \frac{x_7}{2}x_1x_3 - x_9(\frac{x_1}{2} - y\sin\beta x_2) + 2I \cdot II \cdot A_2 + \frac{IA_3}{\gamma} - x_2x_8 + \\
&\quad + 2N_1N_3B_7yx_2; \\
C &= -\frac{A_1\pi}{2}\left(\frac{II\tg\omega}{4} + H_{90}\right) + II^2\tg^2\omega\left(\frac{A_1}{8\tg\varphi} - \frac{\Pi_1A_1}{4\sin^2\varphi}\right) - \\
&\quad - (II\tg\omega + H_{90})\left(\frac{A_1H_{90}}{2\tg\varphi} - x_7H_{90}\right) + x_4(x_9y\sin\beta - ymB_1) - \\
&\quad - x_5x_4^2 + x_3\left(x_4x_6 + \frac{x_9}{2}\right) + x_4\left(2B_7N_3N_1y - \frac{B_8y}{\gamma}\right) + A_2II^2 + \\
&\quad + \frac{A_3II}{\gamma} + \frac{m^2\tctg\theta \cdot B_1}{2} - B_7N_2 - \frac{B_9}{\gamma} + \frac{m\tctg\theta \cdot B_8}{\gamma};
\end{aligned}$$

$$x_1 = 2 - Itg\omega; \quad x_2 = k + Ik_1; \quad x_3 = 2H_{90} + II\tg\omega; \quad x_4 = k_2 + k_1II;$$

$$N_2 = mN_1N_3[\ctg\theta - \ctg(\alpha - \beta)].$$

Зная предельную высоту отвала, по формуле (11.10) вычисляем численное значение ширины призмы возможного обрушения B .

Если под высотой отвала понимать максимальную мощность отвала, то она определится из выражения

$$H_1 = \frac{H \sin(\alpha - \beta)}{\sin\alpha \cdot \cos\beta}. \quad (11.13)$$

Следует иметь в виду, что высота отвала H , вычисленная по формуле (11.12), не должна превышать его значения, рассчитанного при условии отсутствия слабого слоя. Кроме этого, при наличии слабого слоя в первую очередь необходимо выполнить расчет по контакту слабого слоя для случая $m = 0$, а затем с учетом мощности слабого слоя $m = \text{const}$.

Необходимость выполнения указанных расчётов вызвана тем, что в определённых условиях (при весьма близких прочностных характеристиках пород отвала и слабого слоя) высота от-

вала H при $m = 0$ может оказаться меньше высоты, вычисленной при $m = \text{const}$.

При решении данной задачи необходимо особо остановиться на вопросе, касающемся определения угла θ . Как отмечалось В.В. Соколовским [20], в точке соприкосновения поверхности скольжения со слабым слоем одновременно должны удовлетворяться условия обычного и специального предельного равновесия, т.е.:

$$\left. \begin{aligned} \tau &= k + \sigma_n \tgc\varphi; \\ \tau_r &= k' + \sigma_{n_r} \tgc\varphi' \end{aligned} \right\}. \quad (11.14)$$

Как уже отмечалось выше, для рассматриваемого случая Г.Л. Фисенко [10] дано выражение (11.2) для определения угла между площадками обычного и специального предельного напряженного состояния.

В общем случае входящее в формулу (11.2) значение предельного напряжения σ неизвестно, так как неизвестна высота откоса, при которой наступает предельное состояние системы.

В работе [29] определена величина σ и соответственно значение угла θ через известные элементы, входящие в расчётную схему П.1 согласно рис. 11.1:

$$\begin{aligned}
\theta &= \frac{\pi}{4} \pm 0,5(\rho - \rho') - \\
&- 0,5 \arcsin \left[\frac{\sin\rho'}{\sin\rho} \left(1 - \frac{k\ctg\rho - k'\ctg\rho'}{k k_1 + \frac{\gamma H}{2}(1 + \tg^2\mu)} \right) \right], \quad (11.15)
\end{aligned}$$

где $k_1 = \ctg\varphi - \tgu$.

При расчете угла θ по формулам (11.2) и (11.15) возникают некоторые затруднения, связанные с незнанием истинной высоты отвала H . Поэтому на первой стадии расчёт угла θ можно выполнять по приближенной высоте, определенной без учета слабого слоя. Если же высота отвала с учетом слабого слоя резко

отличается от приближенного его значения, то расчет следует повторить при уточненной высоте.

Учитывая большой объем вычислений, составлены алгоритм решения задачи и программы для ППЭВМ (программы SPOSN11 и SPOSN12).

После окончания решения на печать выводятся исходные данные, параметры предельных откосов и данные, необходимые для построения предельного откоса.

11.2. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММАМИ SPOSN11, SPOSN12 ДЛЯ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ НАКЛОННОМ ОСНОВАНИИ ОГРАНИЧЕННОЙ МОЩНОСТИ МЕТОДОМ МНОГОУГОЛЬНИКА СИЛ

РАСЧЕТ ПО ПРОГРАММЕ SPOSN12 (метод многоугольника сил).

ВВОД ИСХОДНЫХ ДАННЫХ осуществляется в следующей последовательности:

1. z10, z11, z12
2. b10, b11, b12
3. a10, a11, a12
4. c10, c11
5. f, f1, c1, g, hp
- 6.
- 7.

В первой строке вводится мощность СЛАБОГО СЛОЯ: Z10 — НАЧАЛЬНАЯ МОЩНОСТЬ СЛАБОГО СЛОЯ; Z11 — КОНЕЧНАЯ МОЩНОСТЬ СЛАБОГО СЛОЯ; Z12 — ШАГ ПО МОЩНОСТИ (ВЫБИРАЕТСЯ ИССЛЕДОВАТЕЛЕМ).

Во второй строке вводится ЗНАЧЕНИЕ УГЛА НАКЛОНА СЛАБОГО СЛОЯ: B10 — НАЧАЛЬНОЕ ЗНАЧЕНИЕ УГЛА; B11 — КОНЕЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ УГЛА; B12 — ШАГ ПО УГЛУ НАКЛОНА.

В третьей строке вводится ЗНАЧЕНИЕ УГЛА НАКЛОНА ОТКОСА: A10 — НАЧАЛЬНОЕ ЗНАЧЕНИЕ УГЛА; A11 — КОНЕЧНОЕ НАЧАЛО ЗНАЧЕНИЕ УГЛА; A12 — ШАГ ПО УГЛУ НАКЛОНА.

В четвертой строке вводится ЗНАЧЕНИЕ СЦЕПЛЕНИЯ В МАССИВЕ: C10 — НАЧАЛЬНОЕ ЗНАЧЕНИЕ; C11 — КОНЕЧНОЕ ЗНАЧЕНИЕ; ШАГ ПРЕДУСМОТРЕН АВТОМАТИЧЕСКИ РАВНЫЙ 10.

В пятой строке вводятся следующие исходные данные: f — УГОЛ ВНУТРЕННЕГО ТРЕНИЯ МАССИВА; f1 — УГОЛ ВНУТРЕННЕГО ТРЕНИЯ СЛАБОГО КОНТАКТА; c1 — СЦЕПЛЕНИЕ ПОРОД СЛАБОГО СЛОЯ; g — ПЛОТНОСТЬ МАССИВА; hp — ПРИБЛИЖЕННОЕ ЗНАЧЕНИЕ ВЫСОТЫ ОТКОСА.

В шестой и седьмой строках вводится информация о назначении расчета или любая другая необходимая информация.

Ниже приводится контрольный пример, исходные данные которого содержатся в файле SPOSN12.dat

1.0, 1.0, 0.5

5, 5, 5

27.5, 27.5, 2

0.8, 11.3

12, 10, 0.5, 1.8, 10

Контрольный пример

Шпаков П.С.

На запрос машины АЛЬТЕРНАТИВА? Нажимаем ввод.

Имя файла данных? Набираем имя файла, где будут храниться расчетные данные, например SPOSN12_1. В результате расчета получили следующие исходные данные.

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPOSN12 — РЕШЕНИЕ МЕТОДОМ МНОГОУГОЛЬНИКА СИЛ

АВТОР: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

Контрольный пример

Шпаков П.С.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
УГОЛ ОТКОСА А = 27.5

МОЩНОСТЬ СЛАБОГО СЛОЯ $Z = 1$
 УГОЛ НАКЛОНА СЛАБОГО ОСНОВАНИЯ $B = 5^\circ$
 УГОЛ ВНУТРЕННЕГО ТРЕНИЯ МАССИВА $F = 12^\circ$
 УГОЛ ВНУТРЕННЕГО ТРЕНИЯ ОСНОВАНИЯ ИЛИ
 КОНТАКТА $F_1 = 10^\circ$

СЦЕПЛЕНИЕ СЛАБОГО СЛОЯ ИЛИ КОНТАКТА $C_1 = 0.5$

ПЛОТНОСТЬ ПОРОД МАССИВА $G = 1.8$

$C = 0.80 H = 11.76$ $h = 3.96$ $B = 1.37$ $Q = 22.41$

$C = 1.15 H = 6.25$ $h = 5.20$ $B = 1.65$ $Q = 26.26$

$C = 1.50 H = 7.76$ $h = 6.45$ $B = 1.98$ $Q = 28.30$

$C = 1.85 H = 9.28$ $h = 7.72$ $B = 2.33$ $Q = 29.55$

$C = 2.20 H = 10.82$ $h = 9.00$ $B = 2.69$ $Q = 30.40$

$C = 2.55 H = 12.37$ $h = 10.29$ $B = 3.07$ $Q = 31.01$

$C = 2.90 H = 13.92$ $h = 11.58$ $B = 3.44$ $Q = 31.47$

$C = 3.25 H = 15.47$ $h = 12.87$ $B = 3.82$ $Q = 31.83$

$C = 3.60 H = 17.03$ $h = 111.17$ $B = 11.21$ $Q = 32.12$

$C = 3.95 H = 18.59$ $h = 15.46$ $B = 11.59$ $Q = 32.36$

$C = 11.30 H = 20.15$ $h = 16.76$ $B = 11.98$ $Q = 32.55$

Расчет по программе SPOSN11 аналогичен расчету по программе SPOSN12 с той лишь разницей, что исходные данные в программе SPOSN11 вводятся не с файла, а с экрана дисплея в той же последовательности, что и в программе SPOSN12, но уже с запроса машины каждой строчки.

На рис. 11.2 показано построение поверхности скольжения и контура откоса для частного случая при следующих исходных данных:

$$\alpha = 27.5^\circ; \beta = 5^\circ; m = 1 \text{ м};$$

расчетные физико-механические характеристики пород:

отвала — $\rho = 12^\circ; k = 0.22 \text{ МПа}; \gamma = 1.8 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$;

слабого слоя — $\rho' = 10^\circ; k = 0.005 \text{ МПа}; \gamma = 1.8 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$.

В результате решения на ППЭВМ по программе SPOSN12 получены следующие значения искомых параметров (см. расчет, приведенный выше):

$$H = 10.82 \text{ м}; h = 9.0 \text{ м}; B = 2.69 \text{ м}; \theta = 30.4^\circ.$$

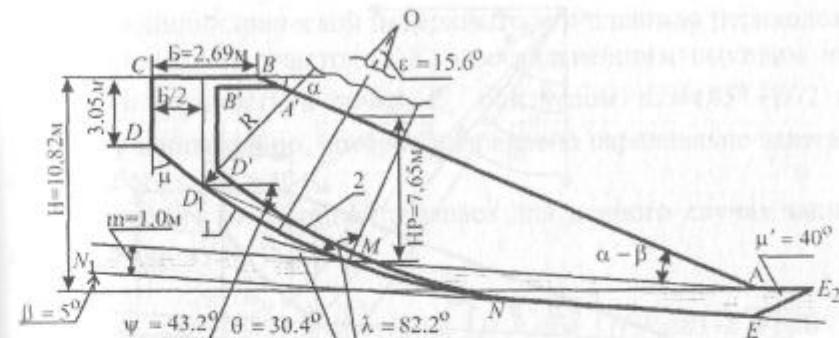


Рис. 11.2. Построение контура предельного откоса и поверхности скольжения в отвале, расположенном на слабом основании ограниченной мощности:
 1 — поверхность скольжения и контур предельного откоса, рассчитанные методом многоугольника сил; 2 — поверхность скольжения и контур предельного откоса, рассчитанные численно-аналитическим методом

Построение контура предельного откоса и поверхности скольжения по полученным данным показано на рис. 11.2.

11.3. ЧИСЛЕННО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ СПОСОБ ПРИ РАСЧЕТЕ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ НАКЛОННОМ ОСНОВАНИИ

При $\alpha \leq \rho + (2^\circ + 10^\circ)$ решение задачи способом многоугольника сил (программы SPOSN11, SPOSN12) становится затруднительным. Для этого случая разработаны программы SLABOSN и SPOCH10, в которых решение выполняется численно-аналитическим способом с использованием силовой схемы Терцаги. Этот способ отличается более широким диапазоном применения и дает хорошие результаты и на граничных участках ($\alpha \approx \rho$).

Кроме этого, в процессе исследований возникают и другие вопросы. Например, необходимо выяснить, как влияет изменение ширины призмы возможного обрушения (или высоты откоса) на коэффициент запаса устойчивости. Это возможно сделать только при численно-аналитическом способе расчета.

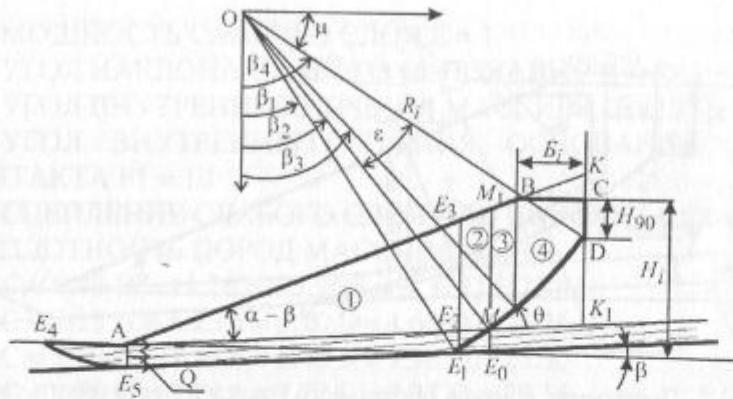


Рис. 11.3. Расчетная схема откоса на слабом наклонном основании при $\beta_2 < \beta_3$

Суть предлагаемого решения излагается ниже.

В зависимости от местонахождения поверхности скольжения могут быть три расчетные схемы: схема 1 — $\beta_2 < \beta_3$ (рис. 11.3), схема 2 — $\beta_1 > \beta_3$ (рис. 11.4), схема 3 — $\beta_1 < \beta_3$ и $\beta_2 > \beta_3$ (рис. 11.5).

Рассмотрим решение по первой схеме, когда $\beta_2 < \beta_3$ (см. рис. 11.3).

Поверхность скольжения $CDME_1E_5$ начинается с глубины H_{90} трещиной отрыва CD . Далее следует криволинейный участок поверхности скольжения, аппроксимированный круглоцилиндрической поверхностью (DM), которая на контакте входит в слабый слой под углом θ , определенным по формуле (11.15). В дальнейшем рассматриваемая поверхность скольжения продолжается в слабом слое (участок ME_1), аппроксимированная круглоцилиндрической поверхностью с плавным переходом в прямолинейный участок E_1E_5 и с дальнейшим выходом на земную поверхность в точке E_4 под углом $\mu_1 = (45^\circ - \rho'/2)$ к главному напряжению, которое направлено параллельно залеганию слабого слоя.

В дальнейшем рассматриваемая поверхность скольжения продолжается в слабом слое (участок ME_1), аппроксимирован-

ная круглоцилиндрической поверхностью с плавным переходом в прямолинейный участок E_1E_5 и с дальнейшим выходом на земную поверхность в точке E_4 под углом $\mu_1 = (45^\circ - \rho'/2)$ к главному напряжению, которое направлено параллельно залеганию слабого слоя.

Уравнение коэффициента запаса для данного случая записывается по формуле

$$n = \frac{\gamma_{cp,ass} R \operatorname{tg}\rho' \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_2 k_1 d\theta + \gamma R \operatorname{tg}\rho' (\int_{\beta_2}^{\beta_3} H_3 k_1 d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_4 k_1 d\theta) + k' R \int_{\beta_1}^{\beta_2} d\theta}{0,5 \gamma_{cp,ass} R \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_2 k_2 d\theta + 0,5 \gamma R (\int_{\beta_2}^{\beta_3} H_3 k_2 d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_4 k_2 d\theta) + P_0 \sin\beta} + \\ + \frac{kR (\int_{\beta_2}^{\beta_3} d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} d\theta) + kH_{90}/3 + P_0 \operatorname{tg}\rho' \cos(\beta) + AE_2 k' + Q}{0,5 \gamma_{cp,ass} R \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_2 k_2 d\theta + 0,5 \gamma R (\int_{\beta_2}^{\beta_3} H_3 k_2 d\theta + \int_{\beta_3}^{\beta_4} H_4 k_2 d\theta) + P_0 \sin\beta}, \quad (11.16)$$

где $k_i = \cos^2(\theta_i)$, $k_2 = \sin(2\theta_i)$;

значения высот для второго и третьего блоков H_2 и H_3 вычисляются по формуле

$$H_1 = R [\cos(\alpha - \theta_i) - z9] / z3 + H_{90} + z71 \cdot B, \quad (11.17)$$

а для четвертого блока — по формуле

$$H_2 = R [\cos(\theta_i) - z1] + H_{90}. \quad (11.18)$$

Остальные элементы, необходимые для расчета, можно найти исходя из геометрических вычислений, предварительно введя следующие обозначения:

$$z = \cos\mu; z1 = \sin\mu; z2 = \operatorname{ctg}\mu; z3 = \cos\alpha; z4 = \sin\alpha;$$

$$z7 = \operatorname{tg}\rho; z71 = \operatorname{tg}\alpha; z72 = \operatorname{tg}\rho'; \mu = 45^\circ - \rho/2; \mu' = 45^\circ - \rho'/2;$$

$$\beta_4 = 45^\circ + \rho/2; W = \operatorname{tg}\mu; H_{90} = 2kz_2/\gamma; z9 = \sin(\alpha + \mu);$$

$$AK = H/z4 + B/z3; KK_1 = AK \sin(\alpha - \beta)/\cos\beta;$$

$DK_1 = KK_1 - B \cdot z4 / z3 - H_{90}$, углы ϕ и ψ аналогичны углам на рис. в 11.1.

$\phi = (\beta_4 + \theta + \beta) / 2$; $DM = DK_1 \cos \beta / \sin \psi$; тогда центральный угол, аппроксимирующий поверхность скольжения, определяется как $\epsilon = \beta_4 - \theta - \beta$; а радиус, который описывает поверхность скольжения (см. рис. 11.3):

$$R = DM / [2 \sin(\beta_1 / 2)]. \quad (11.19)$$

Углы, в пределах которых находятся элементарные блоки, разбившие призму возможного обрушения, определяются по формулам $\beta_1 = \beta_4 - \theta - \beta$; $\beta_2 = \beta_4 - \epsilon$; $\beta_3 = \arcsin(z - B / R)$;

$$AK_1 = KK_1 \cdot z3 / \sin(\alpha - \beta);$$

$$MK_1 = DK_1 \cos \phi / \sin \psi; AM = FK_1 - MK_1;$$

$MM_1 = AM \sin(\alpha - \beta) / z3$, значение MM_1 необходимо для подстановки в формулу (11.2) и (11.15). Если $MK_1 \cos \beta < B$, то $MM_1 = H - AM \sin \beta$.

Остается определить только угол β_1 . Из геометрических соображений этот угол определить в элементарных функциях трудно и громоздко, поэтому его проще найти по следующему алгоритму.

Берем нижний и верхний предел, в котором может находиться угол β_1 : $\beta_0 = 0$, $\beta_k = \beta_2$ и методом последовательных приближений добиваемся, чтобы выполнялось следующее условие:

FOR I = 1 TO 40

$$\beta_{2i} = (\beta_0 + \beta_k) / 2$$

$$qw = (R(\sin \beta_2 \cdot \sin \beta - \sin \beta_{2i} \cdot \sin \beta)) / \cos \beta$$

$$qe = R \cos \beta_{2i} - R \cos \beta_2$$

$$ER = qe - qw$$

IF ABS(ER - m_1) < 0.001 GOTO 1,

где $m_1 = m / \cos \beta$;

IF ($ER < m_1$) THEN $\beta_k = \beta_{2i}$; $\beta_0 = \beta_k$

IF ($ER > m_1$) THEN $\beta_0 = \beta_{2i}$; $\beta_k = \beta_0$

1 $\beta_1 = \beta_i$.

Для вычисления веса первого блока (P_0), исходя из рис. 11.3, найдем следующие выражения:

$$\begin{aligned} E_2 M &= R(\sin \beta_2 - \sin \beta_1); AE_2 = AM - E_2 M / \cos \beta; \\ E_2 E_3 &= MM_1 \cdot AE_2 / AM; P_1 = AE_2 \cdot E_2 E_3 \cdot \cos \beta \cdot \gamma / 2; \\ P_2 &= AE_2 m \gamma_1; P_0 = P_1 + P_2; \\ Q &= 2m k_1 \operatorname{ctg} \mu'. \end{aligned} \quad (11.20)$$

Теперь все значения, входящие в формулу (11.16), определены.

Для второй схемы — $\beta_1 > \beta_3$ (рис. 11.4) общее уравнение по определению коэффициента запаса устойчивости запишется формулой

$$\begin{aligned} n = & \frac{\gamma_{\text{ср.зва}} R \operatorname{tg} \rho' \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_3 k_1 d\theta + \gamma R \operatorname{tg} \rho \int_{\beta_2}^{\beta_4} H_4 k_1 d\theta + k' R \int_{\beta_1}^{\beta_2} d\theta}{0,5 \gamma_{\text{ср.зва}} R \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_3 k_2 d\theta + 0,5 \gamma R \int_{\beta_2}^{\beta_4} H_4 k_2 d\theta + P_0 \sin \beta} + \\ & + \frac{k R \int_{\beta_2}^{\beta_4} d\theta + k H_{90} / 3 + P_0 \operatorname{tg} \rho' \cos \beta + AE_2 k' + Q}{0,5 \gamma_{\text{ср.зва}} R \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_3 k_2 d\theta + 0,5 \gamma R \int_{\beta_2}^{\beta_4} H_4 k_2 d\theta + P_0 \sin \beta}, \end{aligned} \quad (11.21)$$

где высоты для третьего и четвертого блоков (H_3 и H_4) вычисляются по формуле (11.18), остальные элементы определяем из рис. 11.11.

$$E_2 M = R(\sin \beta_2 - \sin \beta_1); AE_2 = AM - E_2 M / \cos \beta;$$

$$E_2 E_3 = MM_1 \cdot AE_2 / AM;$$

$$YS = AE_2 \cos \beta - H \cdot z3 / z4; YS_1 = AE_2 \sin \beta;$$

$$XS = H \sin(\alpha - \beta) / (z4 \cos \beta); XS_1 = H - YS_1.$$

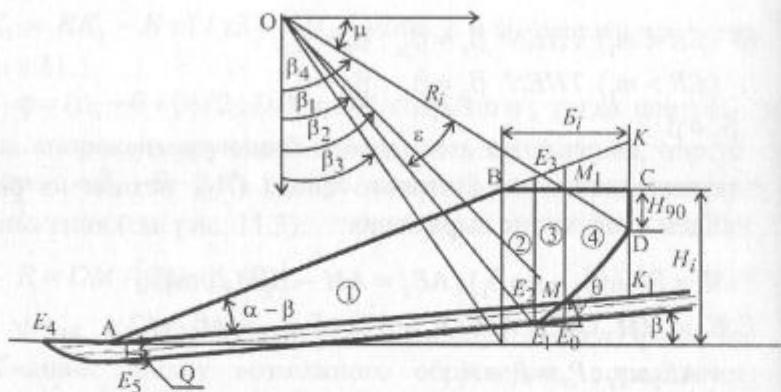


Рис. 11.4. Расчетная схема откоса отвала на слабом наклонном основании при $\beta_2 > \beta_3$

Тогда вес первого блока

$$P_1 = XS \cdot H(z3/z4)/2 \cdot \gamma,$$

вес второго блока

$$P_2 = (XS + XS_1)/2 \cdot YS \cdot \gamma$$

и вес третьего блока

$$P_3 = AE_2 \cdot m \cdot \gamma_1.$$

Тогда общий вес трех блоков на горизонтальной площадке AM будет равен: $P_0 = P_1 + P_2 + P_3$. Значение Q определяется, как в формуле (11.20).

Для третьей схемы — $\beta_1 < \beta_3$ и $\beta_2 > \beta_3$ (рис. 11.5) общее уравнение по определению коэффициента запаса устойчивости запишется формулой

$$n = \frac{\gamma_{cp,333} R \operatorname{tg} \rho' \int\limits_{\beta_1}^{\beta_3} H_2 k_1 d\theta + \gamma R \operatorname{tg} \rho \left(\int\limits_{\beta_1}^{\beta_2} H_3 k_1 d\theta + \int\limits_{\beta_2}^{\beta_4} H_4 k_1 d\theta \right) + k' R \int\limits_{\beta_1}^{\beta_2} d\theta}{0,5 \gamma_{cp,333} R \int\limits_{\beta_1}^{\beta_3} H_2 k_2 d\theta + 0,5 \gamma R \left(\int\limits_{\beta_1}^{\beta_2} H_3 k_2 d\theta + \int\limits_{\beta_2}^{\beta_4} H_4 k_2 d\theta \right) + P_0 \sin \beta} +$$

$$+ \frac{kR \int_{\beta_1}^{\beta_4} d\theta + kH_{90}/3 + P_0 \operatorname{tg} \rho' \cdot \cos \beta + AE_2 k' + Q}{0,5 \gamma_{cp,ass} R \int_{\beta_1}^{\beta_3} H_2 k_2 d\theta + 0,5 \gamma R \left(\int_{\beta_3}^{\beta_2} H_3 k_2 d\theta + \int_{\beta_2}^{\beta_4} H_4 k_2 d\theta \right) + P_0 \sin \beta}, \quad (11.22)$$

где высота для второго блока (H_2) вычисляется по формуле (11.17), а для третьего и четвертого блоков (H_3 и H_4) — по формуле (11.18), остальные элементы определяются из рис. 11.5.

$$E_2 M = R(\sin \beta_2 - \sin \beta_1); AE_2 = AM - E_2 M / \cos \beta;$$

$$E_2 E_3 = M M_1 \cdot A E_2 / A M ; P_1 = A E_2 \cdot E_2 E_3 \cdot \cos \beta \cdot \gamma / 2 ;$$

$$P_2 = AE_2 \cdot m \cdot \gamma_1; P_0 = P_1 + P_2;$$

$$Q = 2mk_1 \operatorname{ctg} \mu'.$$

Непосредственное решение уравнений типа (11.16), (11.21), (11.22) относительно H и B в элементарных функциях не представляется возможным. Поэтому решение этих уравнений выполняется численно-аналитическим способом по методике [3] с учетом уравнений (3.50), (3.51), т.е. расчетный откос приводится в предельное состояние методом последовательных приближений путем пропорционального изменения оценок прочностных характеристик до предельных значений.

В зависимости от поставленной цели программы SLABOSN и SPOCN10 позволяют решать следующие две задачи:

- с учетом заданных расчетных физико-механических характеристик пород массива k , ρ и γ и слабого слоя k' , ρ' и γ' , угла откоса α и угла наклона и мощности слабого слоя β определить предельную высоту устойчивого откоса H и ширину призмы возможного обрушения B ;
 - для заданной высоты откоса H с углом наклона α и заданных физико-механических характеристик массива и слабого слоя определить минимальный коэффициент запаса устойчивости.

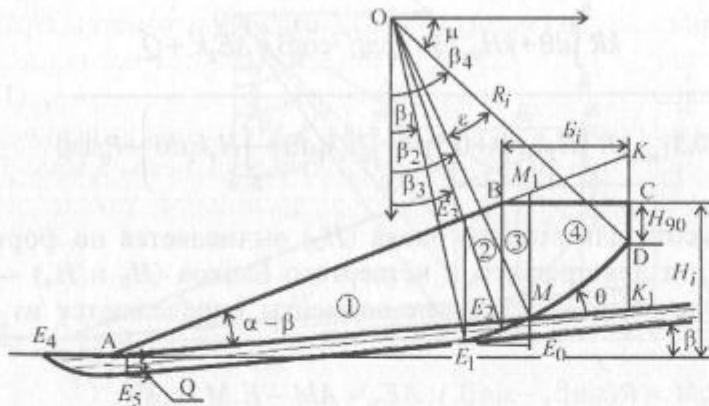


Рис. 11.5. Расчетная схема откоса отвала на слабом наклонном основании при $\beta_1 < \beta_3$ и $\beta_2 > \beta_3$

Алгоритм решения задачи по отысканию параметров предельного откоса и вычисления минимального коэффициента запаса проводится в следующей последовательности. Задаются приближенными значениями высот откоса в интервале от H_{\min} до H_{\max} , в пределах которого должна находиться величина $H_{\text{пред}}$. Для $H_i = \text{const}$ через интервал $\Delta H = (H_{\max} - H_{\min})N^{-1}$ (рекомендуется принимать $N = 40 \dots 50$) от H_{\min} до H_{\max} задаются шириной призмы возможного обрушения от $B_{\min} = 0$ до $B_{\max} = H$ с шагом $\Delta B = (B_{\max} - B_{\min})N^{-1}$. Для каждого значения $B_i = \text{const}$ строится поверхность скольжения по методике [7] и вычисляется коэффициент запаса устойчивости по формулам (11.16) (11.21), (11.22) в зависимости от того, какая схема соответствует месту нахождения данной поверхности скольжения. Из всех поверхностей скольжения выбирается наиболее опасная, т.е. поверхность с минимальным коэффициентом запаса устойчивости.

Причем каждый раз при расчете коэффициента запаса устойчивости откос приводится в предельное состояние методом последовательных приближений. Затем вычисления повторяются для каждой переменной H , B в циклах. Из всех минимальных коэффициентов запаса (предельных) отыскивается тот, который

равен единице, для которого и вычисляются параметры $H(B)$. В результате решения задачи на печать выдаются исходные данные и параметры предельного откоса.

Даже простой анализ показывает, что точное решение этой задачи графическим способом практически невозможно. Программа, помимо расчета параметров предельного откоса, позволяет рассчитать и построить графики зависимостей $n = f(\alpha, \rho, k, k', \rho', \gamma, \gamma', H(B))$. Использование таких графиков позволит оценить степень устойчивости откоса любой высоты, находящейся в заданном интервале, не проводя дополнительных расчетов.

11.4. ЧИСЛЕННО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД (ПРОГРАММА SLABOSN)

Определяем предельную высоту откоса и ширину призмы возможного обрушения. В начале работы с программой создается файл исходных данных SLABOSN.DAT

1. Информация
 2. A10, AMM, Z11, Z12, BX, BX1, BX2, hp, HK
 3. C, Cl, F, Fl, g, G1, NB

где $A10$ — угол наклона откоса; AMM — начальная мощность слабого слоя; $Z11$ — конечная мощность слабого слоя; $Z12$ — шаг по мощности; BX , $BX1$, $BX2$ — начальный, конечный угол наклона слабого слоя и шаг по углу наклона слабого слоя; hp , NK — начальная и конечная высота откоса, в пределах которой будет находиться предельная высота откоса (принимается приблизительно; если есть затруднения, то вначале можно решить задачу с очень приближенным значением); NB — шаг по высоте.

Для контрольного примера файл с исходными данными за- пишется:

РАСЧЕТ ПО ПРОГРАММЕ SLABOSN

27.5, 1, 1, 1, 5, 5, 5, 4, 12

2.2, 0.5, 12, 10, 1.8, 1.8, 5

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SLABOSN —

МЕТОД ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОГО ПРИБЛИЖЕНИЯ

«АВТОР: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.»

На запрос машины ввести имя файла «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя, где будут храниться расчетные данные, например SLABOSN

«ПОДОЖДИТЕ, ПОЖАЛУЙСТА, НЕСКОЛЬКО МИНУТ,
ТАК КАК ИДЕТ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ»

Затем выдается решение на экран и в указанный файл. Решение выглядит:

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SLABOSN.BAS –
МЕТОДОМ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНЫХ ПРИБЛИЖЕНИЙ
АВТОР: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

РАСЧЕТ ПО ПРОГРАММЕ SLABOSN
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

$$C = 2.2 \quad F = 12 \quad G = 1.8$$

$$C1 = .5 \quad F1 = 10 \quad G1 = 1.8$$

$$a10 = 27.5 \quad AMM = 1 \quad MM = 1$$

$$z11 = 1 \quad z12 = 1 \quad BX = 5 \quad bx1 = 5 \quad bx2 = 5$$

$$hp1 = 4 \quad hk = 12 \quad nb = 5$$

$$Y(I) = 3.0000 \quad B = 0.00 \quad H = 11.00 \quad R1 = 0.00 \quad Q = 0.00$$

$$Y(I) = 1.1789 \quad B = 1.75 \quad H = 5.60 \quad R1 = 10.47 \quad Q = 33.26$$

$$Y(I) = 1.1479 \quad B = 3.60 \quad H = 7.20 \quad R1 = 17.07 \quad Q = 32.01$$

$$Y(I) = 1.0407 \quad B = 1.82 \quad H = 8.80 \quad R1 = 26.44 \quad Q = 31.71$$

$$Y(I) = 0.9722 \quad B = 2.60 \quad H = 10.40 \quad R1 = 32.74 \quad Q = 31.18$$

$$Y(I) = 0.9196 \quad B = 3.00 \quad H = 12.00 \quad R1 = 39.20 \quad Q = 30.56$$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

$$A \text{ ИЛИ } H = 9.75 \quad B = 2.28 \quad R1 = 30.18 \quad BX = 5.00 \quad MM = 1.00$$

Для анализа влияния ширины призмы возможного обрушения на коэффициент запаса можно воспользоваться программой SPOCH10.

11.5. ЧИСЛЕННО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД (ПРОГРАММА SPOCH10)

В начале работы с программой создается файл исходных данных SPOCH10.DAT

1. Информация
2. A10, AMM, Z11, Z12, BX, BX1, BX2, hp, HK

3. C, C1, F, F1, g, G1, nb, nb1

Здесь nb1 — шаг по берме.

Файл с исходными данными аналогичен предыдущей задаче и выглядит следующим образом:

РАСЧЕТ ПО ПРОГРАММЕ SPOCH1027.5, 1, 1, 1, 5, 5, 5,
9.3, 10.32.2, 0.5, 12, 10, 1.8, 1.8, 4, 10

Как видно из данных, значение высот взяли в диапазоне 9,3—10,3 м, т.е. в близком к предельному значению. В результате решения получили:

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPOCH10,

ШАГ ПО БЕРМЕ ЗАДАЕТСЯ ПАРАМЕТРОМ NB1

АВТОР: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

РАСЧЕТ ПО ПРОГРАММЕ SPOCH10

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

$$C = 2.2 \quad F = 12 \quad G = 1.8 \quad A10 = 27.5 \quad C1 = 0.50 \quad F1 = 10.00 \quad G1 = 1.80$$

$$MM = 1.00 \quad B = 5.00 \quad a10 = 27.5 \quad AMM = 1$$

$$Z11 = 1.00 \quad Z12 = 1.00 \quad BX = 5.00$$

$$BX1 = 5.00 \quad BX2 = 5.00 \quad HP = 9.30 \quad HK = 10.30$$

$$nb = 4 \quad nb1 = 10$$

$$Y(i) = 1.0588 \quad B = 0.00 \quad H = 9.30 \quad R1 = 33.21 \quad Q = 33.26 \quad i = 1.0$$

$$Y(i) = 1.0303 \quad B = 0.93 \quad H = 9.30 \quad R1 = 29.86 \quad Q = 31.86 \quad i = 1.0$$

$$Y(i) = 1.0194 \quad B = 1.86 \quad H = 9.30 \quad R1 = 28.70 \quad Q = 31.48 \quad i = 1.0$$

$$Y(i) = 1.0472 \quad B = 0.00 \quad H = 9.55 \quad R1 = 32.67 \quad Q = 32.34 \quad i = 2.0$$

$$Y(i) = 1.0196 \quad B = 0.96 \quad H = 9.55 \quad R1 = 31.04 \quad Q = 31.78 \quad i = 2.0$$

$$Y(i) = 1.0083 \quad B = 1.91 \quad H = 9.55 \quad R1 = 29.78 \quad Q = 31.36 \quad i = 2.0$$

$$Y(i) = 1.0370 \quad B = 0.00 \quad H = 9.80 \quad R1 = 33.83 \quad Q = 32.24 \quad i = 3.0$$

$$Y(i) = 1.0092 \quad B = 0.98 \quad H = 9.80 \quad R1 = 32.14 \quad Q = 31.67 \quad i = 3.0$$

$$Y(i) = 0.9978 \quad B = 1.96 \quad H = 9.80 \quad R1 = 30.85 \quad Q = 31.25 \quad i = 3.0$$

$$Y(i) = 1.0273 \quad B = 0.00 \quad H = 10.05 \quad R1 = 311.99 \quad Q = 32.14 \quad i = 11.0$$

$$Y(i) = 0.9992 \quad B = 1.00 \quad H = 10.05 \quad R1 = 33.24 \quad Q = 31.56 \quad i = 11.0$$

$$Y(i) = 0.9877 \quad B = 2.01 \quad H = 10.05 \quad R1 = 31.91 \quad Q = 31.14 \quad i = 11.0$$

$$Y(15) = 0.9877 \quad B = 2.01 \quad H = 10.05 \quad R1 = 31.91 \quad Q = 31.14$$

$$Y(15) = 0.9877 \quad B = 2.01 \quad H = 10.05 \quad R1 = 31.91 \quad Q = 31.14$$

$$Y(15) = 0.9877 \quad B = 2.01 \quad H = 10.05 \quad R1 = 31.91 \quad Q = 31.14$$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

$$A \text{ ИЛИ } H = 9.75 \quad B = 1.95 \quad R1 = 30.62 \quad BX = 5.00 \quad MM = 1.00$$

(Приведен только фрагмент расчета, полные файлы с исходными и расчетными данными SPOCH10.DAT и SPOCH10 см. на SD).

По этим данным легко построить графики зависимости $n = f(H(B))$.

11.6. ЗАВИСИМОСТИ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ ОТ ШИРИНЫ ПРИЗМЫ ВОЗМОЖНОГО ОБРУШЕНИЯ И ВЫСОТЫ ОТКОСА

Проведем расчет по программе SPOCH10 для следующих исходных данных: $\alpha = 27,5^\circ$; $m = 1 \text{ м}$; $k = 0,0187 \text{ МПа}$; $k' = 0,005 \text{ МПа}$; $\rho = 12^\circ$; $\rho' = 10^\circ$; $\gamma = \gamma_1 = 1,8 \text{ т/м}^3$.

В результате расчета получим параметры предельного откоса: $H_{\text{пред}} = 8,37 \text{ м}$; $B_{\text{пред}} = 2,1 \text{ м}$.

На рис. 11.6 [55] показаны графики зависимостей изменения коэффициента запаса устойчивости от ширины призмы возможного обрушения для трех последних итераций (в районе предельной высоты).

Анализ графиков рис. 11.6 показывает, что ширина призмы возможного обрушения очень чувствительна к изменению коэффициента запаса устойчивости. Например, для $H_{\text{пред}} = 8,37 \text{ м}$



Рис. 11.6. Зависимость коэффициента запаса устойчивости от ширины призмы возможного обрушения при различной высоте откоса:
1 — $H = 8,3 \text{ м}$; 2 — $H = 8,37 \text{ м}$; 3 — $H = 8,6 \text{ м}$

изменение коэффициента запаса устойчивости всего на 0,01 приводит к изменению величины $B = 1,5 B_{\text{пред}}$, т.е. при изменении коэффициента $1,00 < n < 1,01$ ширина призмы возможного обрушения изменяется в пределах $1 \text{ м} < B < 3,4 \text{ м}$, а если взять погрешность определения коэффициента запаса устойчивости $n = 0,02$, то получается следующая картина: при $1,00 < n < 1,02$ $0,5 \text{ м} < B < 3,9 \text{ м}$, т.е. разница с предельной уже составляет $B = 1,86 B_{\text{пред}}$. Все это говорит о том, что для данной высоты предельного откоса существует значительная зона равнонапряженной области, в пределах которой коэффициент запаса устойчивости равен приблизительно единице. Это положение отлично подтверждается на практике. Ширина призмы обрушения на оползневых участках всегда больше расчетной. Поэтому становится понятным, что решение задачи должно вестись только аналитическим или численно-аналитическим способом, так как самая тщательная графическая работа не сможет обеспечить погрешность определения коэффициента запаса устойчивости меньше чем 0,03 — 0,05.

На графиках (рис. 11.6) хорошо видно, что исследуемая зависимость $n = f(B)$ наиболее точно аппроксимируется квадратичным уравнением. Так, например, при $H = 8,3 \text{ м}$ уравнение связи имеет вид

$$n = 0,0083B^2 - 0,036B + 1,0412, \quad (11.23)$$

при этом корреляционное отношение $k_{n,B} = 0,984$, что говорит о высокой коррелированности исследуемых параметров и удачном выборе уравнения связи.

Практический интерес вызывает построение аналитических зависимостей для определения коэффициента запаса устойчивости в зависимости от высоты откоса (при фиксированном значении угла наклона) либо от угла наклона (при фиксированной высоте).

На рис. 11.7 представлен график зависимости коэффициента запаса устойчивости от высоты откоса, аппроксимированный многочленом второй степени.

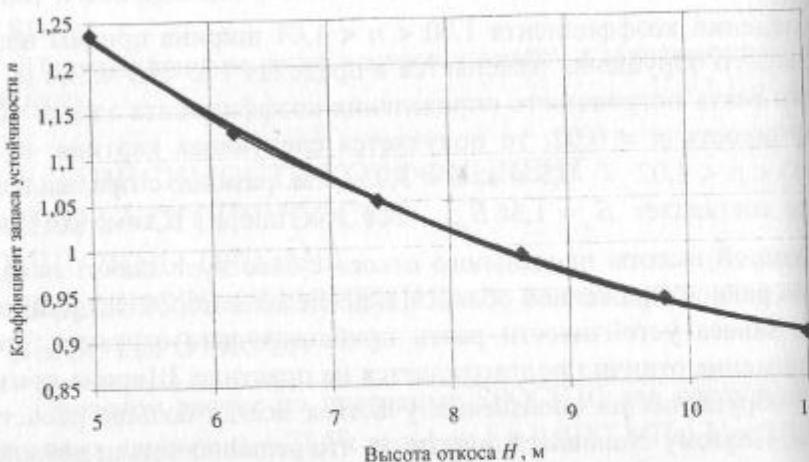


Рис. 11.7. График зависимости коэффициента запаса устойчивости от высоты откоса

$$n = 0,0056 H^2 - 0,1444 H + 1,8153. \quad (11.24)$$

Анализ уравнения (11.24) показывает, что коэффициент запаса устойчивости менее чувствителен к изменению высоты откоса.

Строя графики, аналогичные представленному на рис. 11.7, можно будет определить максимальное значение ширины призмы с учетом заданной надежности или уровня значимости, которые находятся по графикам диаграмм прочности, построенных с доверительными интервалами.

Надежное определение величины B особенно важно для нахождения минимально допустимого отстояния внешней нагрузки (сооружений, отвалов, тяжелого горно-транспортного оборудования) от верхней бровки откоса, которая должна располагаться за пределами призмы возможного обрушения. Такие расчеты помогут назначать и обоснованные значения коэффициента запаса, вводимые в расчетные характеристики.

11.7. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ

Расчетная схема II.2 (см. табл. 3.2) [28]. В практике разработки месторождений открытым способом зачастую возникает необходимость определения параметров предельных откосов, нависающих на слабом основании большой мощности. Подобная задача возникает при складировании вскрытых пород на территориях пересыхающих водоемов (отвалы Качарского карьера) либо при залегании в основании отвалов мощных линз слабых пластичных глин (Главный породный отвал Златоуст-Беловского карьера), а также в случаях, когда в нижней части стратиграфического разреза карьерного откоса присутствуют мощные горизонты слабых песчано-глинистых пород, отличающихся более низкими прочностными характеристиками по сравнению с породами вышележащих горизонтов (Качарский и Тургайские карьеры).

Результаты выполненных лабораторных и натурных исследований на ряде месторождений Казахстана [3, 27, 28] позволили создать модель деформирования таких откосов и выявить форму и местоположение потенциальной поверхности скольжения.

На рис. 11.8 показана общая расчетная схема II.1, согласно которой, рассматривая предельное состояние массива и составив условие равенства моментов вокруг точки O_u , получим уравнение коэффициента запаса устойчивости откоса в общем виде:

$$n = \frac{k_1 \int F_{уд} dL + k_2 \int k dL}{k_1 \int F_{сдв} dL}, \quad (11.25)$$

где $F_{уд}$, $F_{сдв}$ — соответственно элементарные удерживающая идвигающая силы на участке поверхности скольжения dL ; k —

сцепление пород; $k_1(k_2) = f(R_1, R_2, R_3, \alpha, H, B)$ — коэффициенты, зависящие от кривизны поверхности скольжения и геометрических параметров откоса.

Численные расчеты на ПЭВМ уравнения (11.25) показали, что для поверхностей скольжения, аппроксимирующихся несколькими плавно переходящими друг в друга дугами окружностей различных радиусов, при интегрировании действующих по ним сил или большом числе расчетных блоков ($n > 50$) вместо строгого решения уравнения коэффициента запаса устойчивости (11.25) можно использовать известный метод алгебраического суммирования сил по поверхности скольжения.

В этом случае коэффициенты k_1, k_2 равны единице, и общая формула определения коэффициента запаса устойчивости откоса при залегании в его основании мощного слабого слоя записывается в виде:

$$n = \frac{\gamma R_{ii} \operatorname{tg} \rho \left(\int_{\beta_4}^{\beta_5} H_{4i} \cos^2 \theta_i + \int_{\beta_5}^{\beta_6} H_{5i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) + k R_i \int_{\beta_4}^{\beta_6} d\theta +}{0,5 \gamma R_{ii} \left(\int_{\beta_4}^{\beta_5} H_{4i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_5}^{\beta_6} H_{5i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right) + 0,5 R_{2i} \times \\ + R_{2i} \operatorname{tg} \rho'_0 \int_0^{\beta_2} (H'_{3i} \gamma + H''_{3i} \gamma') \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + k' R_{2i} \int_0^{\beta_2} d\theta + R_{3i} \operatorname{tg} \rho'_0 \times \\ \times \int_0^{\beta_2} (H'_{3i} \gamma + H''_{3i} \gamma') \sin 2\theta_i \cdot d\theta - 0,5 R_{3i} \int_0^{\beta_2} (H'_{2i} \gamma' + H''_{2i} \gamma') \times \\ \times \int_0^{\beta_2} (H'_{2i} \gamma + H''_{2i} \gamma') \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \gamma' R_{3i} \operatorname{tg} \rho' \int_{\beta_2}^{\beta_3} H_{ii} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + k' R_{3i} \int_0^{\beta_2} d\theta + \sigma_p H_{ii} \\ \times \sin 2\theta_i \cdot d\theta - 0,5 \gamma' R_{3i} \int_{\beta_2}^{\beta_3} H_{ii} \sin 2\theta_i \cdot d\theta} \quad (11.26)$$

Элементы, входящие в формулу (11.26), определяются из следующих геометрических соображений.

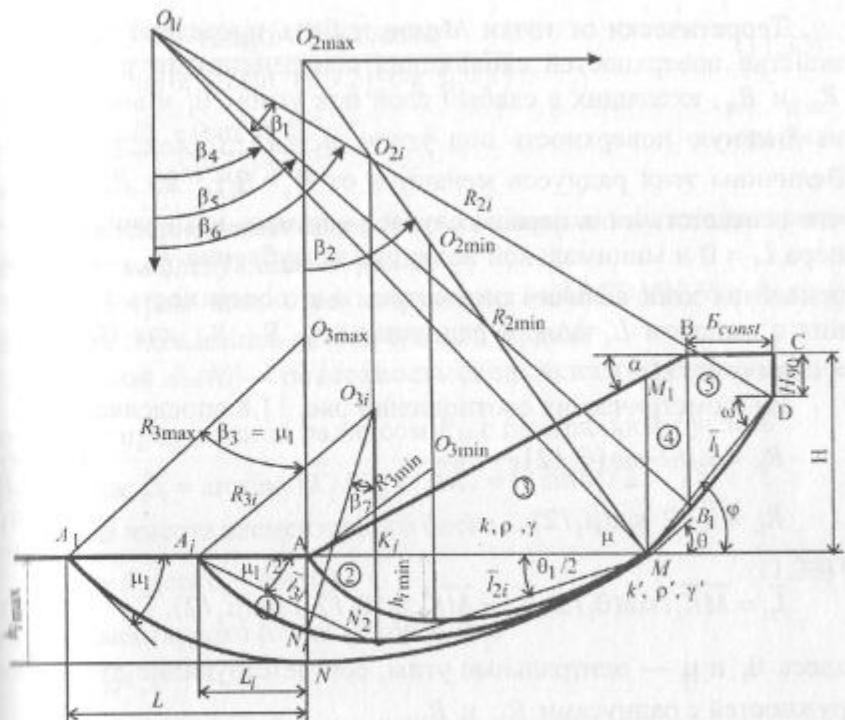


Рис. 11.8. Расчетная схема к определению параметров предельных откосов, расположенных на слабом основании большой мощности

Для того, чтобы поверхность скольжения плавно переходила от одного радиуса к другому, угол между радиусами и касательными к радиусам в точках сопряжения дуг должен составлять 90° .

Тогда согласно рис. 11.8 углы ϕ и x определяются как

$$\phi = 0,5(\omega + \theta), \quad x = 0,5(\omega - \theta),$$

а центральный угол $\beta_1 = 2x = \omega - \theta$.

Величина R_{ii} для заданной высоты откоса $H_i = \text{const}$ и ширины призмы возможного обрушения $B_i = \text{const}$

$$R_{ii} = (H_i - H_{90}) / [2 \sin(\beta_1/2) \cdot \sin \phi]. \quad (11.27)$$

Угол θ_1 определится как $\theta_1 = \theta - \psi$.

Теоретически от точки M может быть проведено целое семейство поверхностей скольжения с переменными радиусами R_{2i} и R_{3i} , входящих в слабый слой под углом θ_1 и выходящих на дневную поверхность под углом $\mu_1 = 45 - \rho/2$ в точке A_{1i} . Величины этих радиусов меняются от $R_2 = R_{2\min}$ до $R_2 = R_{2\max}$, что соответствует в первом случае минимальной величине выпора $L_i = 0$ и минимальной величине заглубления $h_{i\min}$. Для определения этих величин рассмотрим i -ю поверхность скольжения с выпором $L_i = AA_i$ и радиусами R_{1i}, R_{2i}, R_{3i} для H_i и $B_i = \text{const}$ (рис. 11.8).

Из геометрических соотношений рис. 11.8 определяем:

$$R_{2i} = \bar{l}_{2i}/2 \cdot \sin(\theta_1/2), \quad (11.28)$$

$$R_{3i} = \bar{l}_{3i}/2 \cdot \sin(\mu_1/2), \quad (11.29)$$

где

$$\bar{l}_{2i} = \overline{MK_i}/\sin(\theta_1/2); \quad \bar{l}_{3i} = \overline{MK_i} \cdot \tan(\theta_1/2)/\sin(\mu_1/2), \quad (11.30)$$

здесь θ_1 и μ — центральные углы, соответствующие дугам окружностей с радиусами R_{2i} и R_{3i} .

Величину $R_{2i} = R_{2\max}$ (граничный радиус, когда поверхность скольжения в основании откоса еще имеет отрицательный уклон) можно определить по формуле (11.28), когда величина выпора $L_i = L$ и заглубление $h_i = h_{i\max} = \overline{AN}$:

$$R_{2\max} = \frac{\overline{MK}_i}{\sin \theta_1}, \quad (11.31)$$

где $\overline{MK}_{i\max} = \overline{AM} = H_i \operatorname{ctg} \alpha + B_i - \bar{l}_i \cos \varphi$; $\bar{l}_i = (H_i - H_{90})/\sin \varphi$.

Аналогично определяем

$$R_{3\max} = \frac{(H \operatorname{ctg} \alpha + B - \bar{l}_i \cos \varphi) \tan \theta_1 / 2}{2 \sin^2 \mu_1 / 2}. \quad (11.32)$$

С учетом условия, что при $R_{2\min}$ величина выпора $L_i = 0$, из несложных математических преобразований находим величины $R_{2\min}$ и $R_{3\min}$:

$$R_{2\min} = \frac{H \operatorname{ctg} \alpha + B - \bar{l}_i \cos \varphi}{\sin \theta_1 + 2 \sin^2(\theta_1/2) \cdot \operatorname{ctg}(\mu_1/2)}, \quad (11.33)$$

$$R_{3\min} = \frac{R_{2\min} \cdot \sin^2 \theta_1 / 2}{\sin^2 \mu_1 / 2}. \quad (11.34)$$

Элементарная высота в i -й точке поверхности скольжения определяется следующим образом.

Рассмотрим весь отсек обрушения $A_i A N_i M_i N_2 N_i$ i -й поверхности скольжения, разбив его на 5 блоков.

1-й блок $A_i A N_i$ — поверхность скольжения ограничена дугой $A_i N_i$, проведенной радиусом R_{3i} с центральным углом $(\beta_3 - \beta_1)$, где $\beta_1 = \arcsin(\overline{AK}_i/R_{3i})$, $\overline{AK}_i = \bar{l}_{2i} \sin \theta_1 / 2$.

Тогда высота элементарного блока

$$H_{ii} = R_{3i} (\cos \theta_1 - \cos \mu_1), \quad (11.35)$$

а вес элементарного блока в этой точке

$$P_i^1 = H_{ii} \cdot \gamma.$$

2-й блок $A F_1 N_2 N_i$ — поверхность скольжения ограничена дугой $N_i N_2$ радиуса R_{3i} с центральным углом β_7 .

Высота элементарного блока в i -й точке поверхности скольжения

$$H_{2i} = H'_{2i} + H''_{2i}, \quad (11.36)$$

где $H'_{2i} = R_{3i} (\cos \theta_1 - \cos \mu_1)$; $H''_{2i} = (L - L_i - R_{3i} \sin \theta_1) \tan \alpha$, а вес элементарного блока в этой точке

$$P_{2i} = H'_{2i} \gamma' + H''_{2i} \gamma,$$

где γ' — плотность пород слабого слоя.

3-й блок $N_2 F_i M_i M$ — поверхность скольжения ограничена дугой $N_2 M$ радиуса R_{2i} с центральным углом $\beta_2 = \theta_1$.

Высота элементарного блока в i -й точке поверхности скольжения

$$H_{3i} = H'_{3i} + H''_{3i} \quad (11.37)$$

где $H'_{3i} = R_{2i} \sin \theta_i \operatorname{tg} \alpha$;

$$H''_{3i} = \left[l_{2i} \sin \theta_i / 2 - (R_{2i} - R_{2i} \cos \theta_i) \right],$$

а вес элементарного блока в этой точке $P_{3i} = H'_{3i} \gamma + H''_{3i} \gamma'$.

4-й блок MM_1BB_1 — поверхность скольжения ограничена дугой $\overset{\circ}{MB}_1$ радиуса R_{1i} с центральным углом $(\beta_5 - \beta_4)$.

Углы β_5 и β_4 , исходя из рис. 11.3, можно вычислить как

$$\beta_5 = \arcsin(\cos \mu - E_i / R_{1i}); \beta_4 = \beta_6 - \beta_1 = \theta;$$

$$\beta_6 = 45^\circ + \rho / 2 = \omega; \beta_1 = \omega - \theta.$$

Высота элементарного блока в i -й точке поверхности скольжения

$$H_{4i} = \frac{R_1}{\cos \alpha} [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H_{90} + \operatorname{tg} \alpha B \quad (11.38)$$

и вес элементарного блока в этой точке $P_{4i} = H_{4i} \cdot \gamma$.

5-й блок B_1BCD — поверхность скольжения ограничена дугой $\overset{\circ}{B}_1D$, проведенной радиусом R_{1i} с центральным углом $(\beta_6 - \beta_5)$.

Высота элементарного блока в i -й точке поверхности скольжения

$$H_{5i} = R_{1i} (\cos \theta_i - \sin \mu) + H_{90}, \quad (11.39)$$

а вес элементарного блока в этой точке $P_{5i} = H_{5i} \gamma$.

Следовательно, все элементы, входящие в формулу (11.26), известны. Непосредственное решение уравнения (11.26) относительно H и B в элементарных функциях не представляется возможным. Поэтому его решение выполнялось численно-аналитическим способом на ПЭВМ путем перебора возможных вариантов по составленной программе SPB22.

В зависимости от поставленной цели программа SPB22 позволяет решать следующие две задачи:

1. С учетом заданных расчетных физико-механических характеристик пород массива k, ρ, γ и слабого слоя k', ρ', γ' и угла откоса α определить предельную высоту устойчивого откоса H и ширину призмы возможного обрушения B , или для заданной высоты откоса H с углом наклона α определить минимальный коэффициент запаса устойчивости.

2. С учетом заданных расчетных физико-механических характеристик пород массива k, ρ, γ и слабого слоя k', ρ', γ' и проектной высоты откоса H определить предельный угол откоса и ширину призмы возможного обрушения B или минимальный коэффициент запаса устойчивости для любого заданного угла откоса.

Алгоритм решения задачи по отысканию параметров предельного откоса и вычисления минимального коэффициента запаса проводится в следующей последовательности.

Задаются приближенными значениями высот откоса в интервале от H_{\min} до H_{\max} , в пределах которого должна находиться величина $H_{\text{пред}}$. Затем для $H_i = \text{const}$ через интервал $\Delta H = (H_{\max} - H_{\min}) / N$ (рекомендуется принимать $N = (40 \div 50)$) от H_{\min} до H_{\max} задаются шириной призмы возможного обрушения от B_{\min} до B_{\max} с шагом $\Delta B = (B_{\max} - B_{\min}) / N$; для каждого значения $B_i = \text{const}$ строятся поверхности скольжения радиуса, изменяющегося от $R_{2i \min}$ до $R_{2i \max}$ через интервал $\Delta R_2 = (R_{2i \max} - R_{2i \min}) / N$ при $R_1 = \text{const}$. Для каждой поверхности скольжения вычисляется коэффициент запаса устойчивости по формуле (11.26) и максимальная величина выпора L . Далее, изменения величину выпора $L_i = L_{\max}$ до $L_i = 0$ с шагом $\Delta L = L_{\max} / N$, поверхность скольжения переносится на величину ΔL вправо, при неизменных R_1, R_{2i}, R_{3i} и из всех поверхностей скольжения выбирается наиболее опасная, т.е. поверхность с минимальным коэффициентом запаса устойчивости. Затем вычисления повторяются для каждой переменной H, B, R, L в циклах. Из всех минимальных коэффициентов запаса отыскивается

пределный, для которого вычисляются параметры предельного откоса. В результате решения задачи на печать выдаются: исходные данные, параметры предельного откоса, геометрические элементы (L — ширина выпора, h — заглубление поверхности скольжения и радиусы R_1, R_2, R_3), необходимые для построения поверхности скольжения, а также графики зависимостей $H(B) = f(\alpha, k, \rho, k', \rho', \gamma, \gamma', n)$ с таблицей их значений. Использование графика и таблиц позволяет оценить степень устойчивости откоса любой высоты, находящейся в заданных интервалах, не проводя дополнительных расчетов.

Даже простой анализ показывает, что точное решение этой задачи графическим способом согласно [8] практически невозможно, так как только для одного значения ширины призмы возможного обрушения необходимо выполнить десятки расчетов при различных величинах заглубления поверхности скольжения и ширины выпора; использование ПЭВМ позволяет легко преодолеть эти затруднения.

Частные случаи решения подобной задачи с использованием ПЭВМ для оценки степени устойчивости откоса с заданными параметрами H и α встречаются в работах некоторых авторов. Однако в них построение поверхности скольжения в массиве выполняется с нарушениями основных положений теории предельного равновесия; в частности, на всем протяжении поверхность скольжения принимается круглоцилиндрической одного радиуса, т.е. не соблюдается условие обычного и специального предельного равновесия на границе со слабым слоем, что снижает ценность этого способа.

Рекомендуемая в работе [8] схема VII также решает задачу по расчету устойчивости откосов, в основании которых залегают слабые породы. Авторы полагают, что степень заглубления поверхности скольжения зависит от мощности и физико-механических характеристик слабого слоя; обратный уклон поверхности скольжения имеет только на участке под подошвой откоса. Решение задачи выполняется графически. Однако при этом не приводится указаний о порядке построения поверхности скольжения; неизвестно, в какой точке и на какой глубине в слабом слое изменяется ее кривизна.

Предлагаемая методика решения задачи на ПЭВМ освобождает от необходимости выполнения трудоемких графических построений и вычислений, позволяет провести расчеты по сотням поверхностей скольжения, объективно выявить наиболее слабую из них и надежно определить параметры устойчивого откоса.

11.8. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SPB22

Запуск осуществляется файлом исходных данных «SPB22.dat» и «SPB2.dat» в следующей последовательности:

```
B10, B11, A10, A11, HP, HK, C, C1, f, F1, G, G1  
INPUT #1, im$  
INPUT #1, imc$,
```

где $B10 \div B11$ — диапазон, в пределах которого может находиться поверхность скольжения (ширина призмы возможного обрушения); $A10 + A11$ — диапазон, в пределах которого может находиться предельная высота откоса. После первого предварительного решения этот диапазон можно уточнить и сузить; $A10$ — проектный угол откоса (пределный при решении первой задачи) или нижний диапазон; $A11$ — конечное значение угла, для которого ищется HP — проектная высота откоса (верхний диапазон). При решении первой задачи $A10 = A11$; C — сцепление массива; $C1$ — сцепление слабого основания; F — угол внутреннего трения массива; $F1$ — угол внутреннего трения слабого слоя; G — плотность массива; $G1$ — плотность слабого слоя; HP — проектная высота откоса (для задачи 2) или минимальное значение высоты, для интервала в пределах которого отыскивается проектная высота (задача 1); HK — максимальное значение высоты откоса для интервала, в пределах которого отыскивается предельная высота откоса. При решении задачи 1 $HK > HP$, при решении задачи 2 $HK < HP$ равно любому числу.

Во второй и третьей строках вводится символьная информация (см. пример ниже).

Для оценки точности разработанного способа расчета были выполнены поверочные расчеты параметров предельного откоса на участках трех оползней бортов Тургайского бокситового рудоуправления. В районах оползней бокситорудная толща залегает на желтых и пестроокрашенных пластичных подрудных глинах большой мощности, выполняющих роль слабого основания. Как показали результаты расчетов на ПЭВМ по программе SPB22, расхождения расчетных параметров откоса H , B , L с фактическими их величинами не превышали 5 — 8 %, что свидетельствует о достаточной надежности предлагаемого численно-аналитического способа.

Ниже в качестве примера рассмотрен расчет параметров предельного откоса Тургайского карьера, расположенного на слабом основании большой мощности, по схеме II.2 (см. табл. 3.2).

Задача 1

Определить параметры предельного откоса (H , B , L , n) с углом наклона $\alpha = 28^\circ$ при следующих расчетных физико-механических характеристиках:

massiva — $k = 0,10 \text{ МПа}$; $\rho = 18^\circ$; $\gamma = 2,0 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$;
слабого слоя — $k' = 0,035 \text{ МПа}$; $\rho' = 12^\circ$; $\gamma = 1,9 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$.

По графикам для изотропного массива [6,7] по усредненным прочностным характеристикам пород приближенно устанавливаем, что предельная высота может находиться в диапазоне 30 — 70 м. Поэтому принимаем $H_{\min} = 30 \text{ м}$, а $H_{\max} = 70 \text{ м}$.

Порядок действия и запуска программы SPB22 аналогичен предыдущим программам. Файл с исходными данными SPB2.dat запишется

10.0 30.0 28.0 28.0 30.0 70.0 10.0 3.5 18.0 12.0 2.0 1.9

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPB22

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ

В результате решения на ППЭВМ получим следующее.

На запрос машины «ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ» вводим любое имя файла, в котором будут храниться расчетные данные, например SPB22 (см. приложение на CD).

На дальнейший запрос машины:

«ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ И КОНТУРА»
«БОРТА КАРЬЕРА В МАСШТАБЕ В ДРУГОМ ГРАФИЧЕСКОМ»
«РЕДАКТОРЕ ВВЕДИТЕ ИМЯ НОВОГО ФАЙЛА»;

«ИМЯ ВТОРОГО ФАЙЛА ДАННЫХ»;

вводим имя второго файла, где будут храниться данные для построения контура борта карьера и поверхности скольжения, например SPB22_1 (см. приложение на CD).

В результате решения файл SPB22 выглядит следующим образом (см. приложение на CD).

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPB22

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ ПО МЕТОДУ П.С. ШПАКОВА

АВТОР ПРОГРАММЫ: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$C = 10$ $C1 = 3.5$ $F = 18$ $F1 = 12$ $G = 2$ $G1 = 1.9$

$A10 = 28$ $a11 = 28$ $b10 = 10$ $b11 = 30$ $HP = 30$ $NK = 70$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

$y = 1.319$ $BN = 11.33$ $H = 30.00$ $R1 = 63.12$ $R2 = 42.45$ $R3 = 73.81$

$bm4 = 12.43$

$y = 1.237$ $BN = 11.33$ $H = 311.00$ $R1 = 77.84$ $R2 = 40.35$ $R3 = 71.56$

$bm4 = 6.53$

$y = 1.173$ $BN = 12.67$ $H = 38.00$ $R1 = 92.38$ $R2 = 43.42$ $R3 = 78.37$

$bm4 = 7.01$

$y = 1.122$ $BN = 111.00$ $H = 42.00$ $R1 = 106.79$ $R2 = 46.47$ $R3 = 85.18$

$bm4 = 7.48$

$y = 1.080$ $BN = 15.33$ $H = 46.00$ $R1 = 121.07$ $R2 = 49.49$ $R3 = 92.00$

$bm4 = 7.95$

$y = 1.046$ $BN = 16.67$ $H = 50.00$ $R1 = 135.23$ $R2 = 52.49$ $R3 = 98.84$

$bm4 = 8.41$

$y = 1.016$ $BN = 16.67$ $H = 511.00$ $R1 = 149.55$ $R2 = 511.59$ $R3 = 103.66$

$bm4 = 8.74$

$y = 0.990$ $BN = 18.00$ $H = 58.00$ $R1 = 163.54$ $R2 = 57.55$ $R3 = 110.52$

$bm4 = 9.19$

$y = 0.967$ $BN = 19.33$ $H = 62.00$ $R1 = 177.46$ $R2 = 60.49$ $R3 = 117.40$

$bm4 = 9.65$

$y = 0.947$ $BN = 20.67$ $H = 66.00$ $R1 = 191.32$ $R2 = 63.42$ $R3 = 1211.28$

$bm4 = 10.10$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

$H = 56.36$ $B = 18.00$ $R1 = 157.70$ $R2 = 56.70$ $R3 = 108.54$

$h1 = 12.64$ $h2 = 9.06$ $h3 = 35.68$ $H90 = 13.76$

(показаны расчеты из файла только для 10 точек, фактически расчет ведется для 20 точек, и так будет во всех остальных расчетах).

В результате параметры предельного откоса: $H = 56,36 \text{ м}$; $B = 18,0 \text{ м}$; $R_1 = 157,7 \text{ м}$; $R_2 = 56,7 \text{ м}$; $R_3 = 108,54 \text{ м}$; заглубление $h_1 = 12,64 \text{ м}$; выпор $h_2 = 9,02 \text{ м}$; $B_1 = 35,53 \text{ м}$. Строим контур предельного откоса (рис. 11.9).

Построение осуществляют следующим образом. Проводят две параллельные линии CB и KM на расстоянии, равном высоте откоса $H = 56,4$ м. Из точки B под углом $\alpha = 28^\circ$ проводят линию AB ; из точки B на расстоянии $B = 18$ м от верхней бровки откоса откладывают величину призмы возможного обрушения. Из точки C восстанавливают перпендикуляр CD , равный $H_{90} = 13,8$ м. От точки D под углом $\mu = 36^\circ$ к вертикали проводят линию и к ней восстанавливают перпендикуляр $O_1D = R_1 = 157,69$ м. Точка O_1 будет являться центром первой дуги окружности, аппроксимирующей поверхность скольжения. Радиусом R_1 проводится дуга DM до пересечения со слабым слоем (точка M).

От точки A откладываем отрезок $L = 9,06$ м (величина выпора) и получаем точку K , где поверхность скольжения выходит на дневную поверхность под углом $\mu_1 = 45^\circ - \rho'/2 = 39^\circ$.

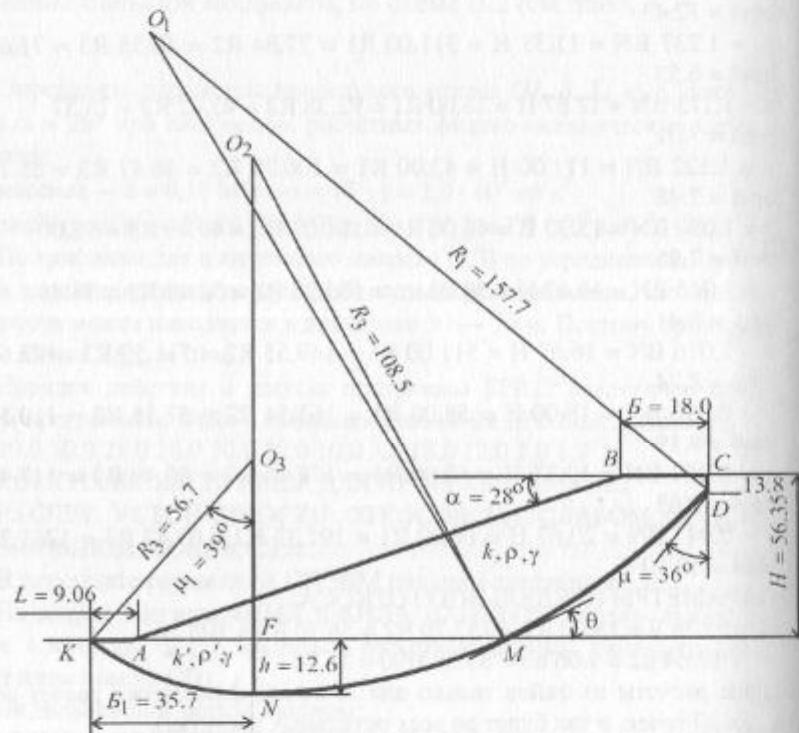


Рис. 11.9. Построение контура предельного откоса и поверхности скольжения при залегании в его основании мощного слабого слоя

От точки K откладываем $B_1 = 35,68$ м, получаем точку F , затем перпендикулярно отрезку KF откладываем в глубь массива отрезок $h = 12,6$ м (заглубление), получаем точку N . Из точки N откладываем отрезки $R_2 = NO_3 = 56,7$ м и $R_3 = NO_2 = 108,54$ м, тем самым получая центры для второй и третьей окружностей O_2 и O_3 . Радиусами R_2 и R_3 проводим дуги окружностей MN и NK .

Задача 2

Определить параметры предельного откоса (α , B , L , n) с заданной проектной высотой откоса $H = 56,36$ м при следующих расчетных физико-механических характеристиках: массива — $k = 0,10$ МПа; $\rho = 18^\circ$; $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³; слабого слоя — $k' = 0,035$ МПа; $\rho' = 12^\circ$; $\gamma = 1,9 \cdot 10^3$ кг/м³.

По графику для изотропного массива [3, 8] по усредненным прочностным характеристикам пород приближенно устанавливаем, что предельный угол откоса может находиться в диапазоне 26° — 30° . Поэтому принимаем $\alpha_{\min} = 30$ м, а $\alpha_{\max} = 70$ м. Файл с исходными данными SPB22.dat запишется

10.0 30.0 26. 30.0 56.35 00.0 10.0 3.5 18.0 12.0 2.0 1.9

КОНТРОЛЬНЫЙ ПРИМЕР ДЛЯ ПРОГРАММЫ SPB22

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ

Результаты расчета по программе SPB22 следующие.

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPB22

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ БОЛЬШОЙ МОЩНОСТИ ПО МЕТОДУ П.С. ШПАКОВА

АВТОР ПРОГРАММЫ: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

$C = 10$ $C1 = 3.5$ $F = 18$ $F1 = 12$ $G = 2$ $G1 = 1.9$

$A10 = 26$ $a11 = 30$ $b10 = 10$ $b11 = 30$ $HP = 56.35$ $NK = 0$

РЕЗУЛЬТАТЫ РЕШЕНИЯ:

$y = 1.033$ $B = 16.67$ $A = 26.00$ $R1 = 157.47$ $R2 = 62.63$ $R3 = 120.22$

$y = 1.026$ $A = 16.67$ $A = 26.40$ $R1 = 157.56$ $R2 = 61.19$ $R3 = 117.32$

$y = 1.020$ $A = 16.67$ $A = 26.80$ $R1 = 157.65$ $R2 = 59.79$ $R3 = 111.50$

$y = 1.013$ $A = 18.00$ $A = 27.20$ $R1 = 157.50$ $R2 = 59.31$ $R3 = 113.80$

$y = 1.006$ $A = 18.00$ $A = 27.60$ $R1 = 157.59$ $R2 = 57.98$ $R3 = 111.13$

$y = 1.000$ $A = 18.00$ $A = 28.00$ $R1 = 157.68$ $R2 = 56.69$ $R3 = 108.53$

$y = 0.994$ $A = 18.00$ $A = 28.40$ $R1 = 157.77$ $R2 = 55.44$ $R3 = 106.00$

$y = 0.988$ $A = 18.00$ $A = 28.80$ $R1 = 157.86$ $R2 = 51.22$ $R3 = 103.54$

$y = 0.982$ $B = 18.00$ $A = 29.20$ $R1 = 157.95$ $R2 = 53.02$ $R3 = 101.14$

$y = 0.976$ $B = 18.00$ $A = 29.60$ $R1 = 158.04$ $R2 = 51.86$ $R3 = 98.80$

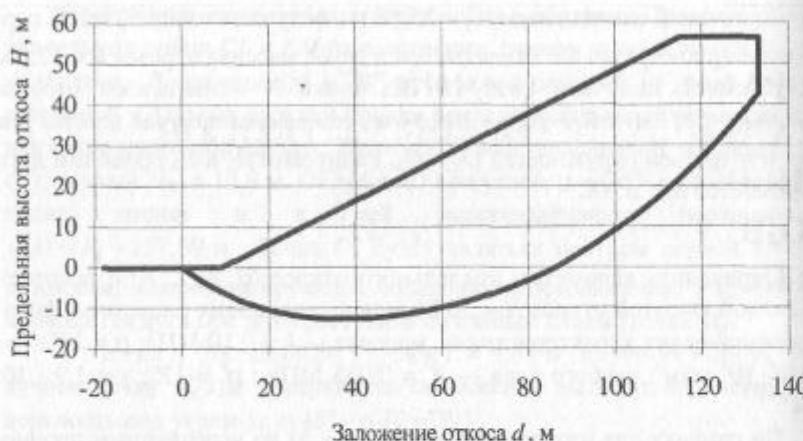


Рис. 11.10. Контур призмы возможного обрушения прибортового массива пород при наличии слабого основания большой мощности

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА

$$A = 28.00 \quad B = 18.00 \quad R_1 = 157.68 \quad R_2 = 56.70 \quad R_3 = 108.54 \\ h_1 = 12.64 \quad h_2 = 9.06 \quad h_3 = 35.68 \quad H_{90} = 13.76$$

Как видим, решение полностью совпадает с заданными исходными данными первой задачи, значит, программы работают правильно.

Откос лучше построить по сохраненным данным в файле SPB23 в EXCEL (см. приложение на CD). Результаты построения показаны на рис. 11.10.

12. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ РЕАЛЬНЫХ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ ДЛЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ НЕОДНОРОДНОГО ОТКОСА

При определении истинного коэффициента запаса устойчивости n реального (либо проектного) борта карьера ступенчатого профиля 1, 2, 3, ..., 7 (рис. 12.1, см. табл. 3.4) необходимо учитывать, что в момент предельного равновесия призмы возможного обрушения для любой элементарной площадки поверхности скольжения касательное напряжение τ_n вычисляется по формуле Кулона

$$\tau_n = \sigma \operatorname{tg} \rho_n + k_n, \quad (12.1)$$

где σ — нормальное напряжение для рассматриваемой элементарной площадки; ρ , k — угол внутреннего трения и удельное сцепление массива соответственно. Индекс « n » показывает, что параметры ρ и k относятся к моменту предельного равновесия.

Так как реальный откос карьера находится не в предельном состоянии, а с определенным коэффициентом запаса устойчивости n , то непосредственному расчету с использованием зависимости (12.1) необходимо подвергать не проектный откос, а предельную схему проектного откоса.

Рассмотрим методику расчета для геомеханической модели неоднородного массива по классификации П.С. Шпакова [3, 65], которая используется при оценке устойчивости карьерных откосов в сложных горно-геологических условиях для бортов карьеров произвольной формы.

Расчетная схема 1 применяется для оценки устойчивости как однородных, так и многослойных карьерных откосов, породы которых находятся в сухом состоянии (см. рис. 12.1). Кривая

депрессии отсутствует, плотность скелета определяется по формуле

$$\rho_{\text{ск}} = q_1 (V_1 + V_2)^{-1}, \quad (12.2)$$

где q_1 — масса минеральной части скелета породы; V_1 — объем минеральной части скелета породы; V_2 — объем пор в породе.

По схеме 2 оценивается устойчивость карьерного откоса, породы которого находятся в состоянии естественной влажности, кривая депрессии отсутствует, плотность породы ρ определяется по формуле

$$\rho = (q_1 + q_2) (V_1 + V_2)^{-1}, \quad (12.3)$$

где q_2 — масса воды, полностью или частично заполняющей поры в породе.

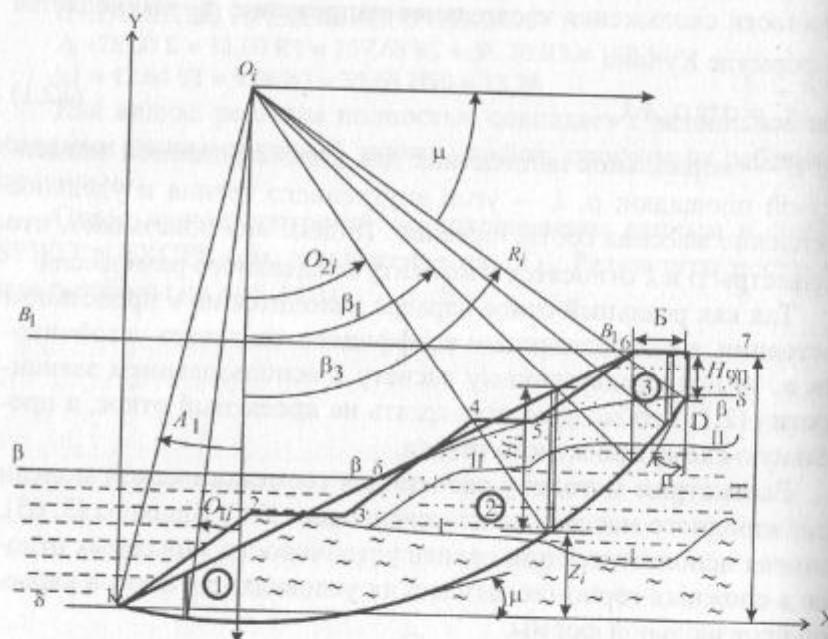


Рис. 12.1. Принципиальная схема расчета для геомеханической модели неоднородного массива

По схеме 3 рассчитывается устойчивость карьерных откосов, полностью затопленных водой, зеркало воды располагается по прямой $\beta_1 - \beta_1$ (кривая депрессии совпадает с контуром откоса, рис. 12.1), плотность породы под водой (вес породы облегчен выталкивающей силой, равной весу вытесненного объема воды) определяется по формуле

$$\rho^{\text{B}} = (\rho_m - 1)(1 - n_0), \quad (12.4)$$

где ρ_m — плотность минеральной части породы, $\rho_m = q_1/V_1$; n_0 — пористость породы, $n_0 = 1 - \rho_{\text{ск}}/\rho_m$.

Расчетная схема 4 применяется для оценки устойчивости обводненных откосов (кривая депрессии 1—2—3—δ—δ) или подтопленных до уровня $\beta - \beta$ (кривая депрессии δ—δ), плотность породы выше кривой депрессии определяется по формуле (12.2) или (12.3), а ниже — по формуле (12.4).

Принципиальная схема расчета устойчивости откосов в неоднородных массивах для всех четырех схем заключается в следующем. На геологическом разрезе вкrest простирации борта карьера наносится проектный либо реальный контур борта карьера и уровень подземных вод. Даётся описание контактов пород между слоями, уровня грунтовых вод, поверхности скольжения и контура борта карьера по таблично заданным функциям путем локальной интерполяции полиномами малой степени или сплайнами.

Если поверхность скольжения не предопределена заранее, то она отстраивается по методике [3, 65]. Для этого выбирается система координат XOY (см. рис. 12.1) с началом в нижней бровке откоса. Ось X при этом направляется в глубь массива, ось Y — вертикально. На разрезе отмечаются характерные (узловые) точки для каждого контура и контакта; одновременно указывается вид интерполяции между узловыми точками — линейная или квадратичная. Нумерация контактов производится снизу вверх, а узловых точек в пределах контакта — по мере увеличения абсцисс узловых точек.

Координаты промежуточных точек вычисляются по специально разработанным программам INTPOL. и SPOSGST9, в ко-

торых по таблично заданной функции x_i, y_i в системе координат XOY производится ее описание «скользящим» интерполирующим многочленом Лагранжа (СИМЛ). Инструкция по использованию этими программами приведена ниже.

Приближенно строится поверхность скольжения (в дальнейшем ее местоположение уточняется методом последовательных приближений), для которой определяются средние расчетные характеристики $k_{cp}, \operatorname{tg} \rho_{cp}, \gamma_{cp}$.

Для схем 1 и 2 средние расчетные характеристики вычисляются как средневзвешенные:

$$k_{cp} = \sum_{i=1}^N k_i l_i / \sum_{i=1}^N l_i, \quad (12.5)$$

$$\operatorname{tg} \rho_{cp} = \sum_{i=1}^N N_i \operatorname{tg} \rho_i / \sum_{i=1}^N N_i, \quad (12.6)$$

$$\gamma_{cp} = \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^{m_i} V_{i,j} \gamma_{i,j} / \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^{m_i} V_{i,j}, \quad (12.7)$$

для схем 3 и 4:

$$k_{cp} = \left(\sum_{i=1}^{N_1} k_i l_i + \sum_{i=1}^{N_2} k_i'' l_i'' \right) / \left(\sum_{i=1}^{N_1} l_i + \sum_{i=1}^{N_2} l_i'' \right)^{-1}; \quad (12.8)$$

$$\operatorname{tg} \rho_{cp} = \left(\sum_{i=1}^{N_1} N_i \operatorname{tg} \rho_i + \sum_{i=1}^{N_2} N_i'' \operatorname{tg} \rho_i'' \right) / \left(\sum_{i=1}^{N_1} N_i + \sum_{i=1}^{N_2} N_i'' \right)^{-1}; \quad (12.9)$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\left[\sum_{i=1}^N \left(\sum_{j=1}^{m_i} V_{i,j} \gamma_{i,j} + \sum_{j=1}^{m_i} V_{i,j}'' \gamma_{i,j}'' \right) \right]}{\sum_{i=1}^N \left(\sum_{j=1}^{m_i} V_{i,j} + \sum_{j=1}^{m_i} V_{i,j}'' \right)}, \quad (12.10)$$

где $k_i, k_i'', \rho_i, \rho_i''$ — сцепление и угол внутреннего трения по поверхности скольжения l_i в естественном и водонасыщенном состоянии; $\gamma_{i,j}, \gamma_{i,j}''$ — плотность породы в i -м блоке j -го слоя в естественном и водонасыщенном состоянии; l_i, l_i'' — элемен-

тарная длина поверхности скольжения в естественном или водонасыщенном состоянии; $V_{i,j}, V_{i,j}''$ — элементарный объем j -го слоя в i -м блоке в естественном и водонасыщенном состоянии; N_i, N_i'' — нормальные силы от действия массива горных пород в пределах i -го блока в естественном и водонасыщенном состоянии; N — число блоков; N_i, m_i — число блоков и слоев в блоке, находящихся выше ($i = 1$) и ниже ($i = 2$) кривой депрессии.

После этого вычисляется коэффициент запаса устойчивости [3, 8]. Коэффициент запаса устойчивости с учетом гидростатических и гидродинамических сил для неподтопленного откоса определяется по формуле

$$n = \sum_{i=1}^N [(N_i - \Phi_i) \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i] / \sum_{i=1}^N T_i, \quad (12.11)$$

где силы N_i, T_i подсчитываются как составляющие веса пород в пределах блока вместе с заключенной в них водой, а силы Φ_i , перпендикулярные кривой скольжения, определяются по формуле

$$\Phi_i = \gamma (H_i - Z_i) l_i, \quad (12.12)$$

где $H_i - Z_i$ — пьезометрическая высота, осредненная вдоль контура l_i . Для подтопленного откоса в формулу (12.11) вводятся дополнительные силы гидростатического давления, нормальные к затопленной поверхности, которые «сносятся» на поверхность скольжения вдоль линии своего действия [3, 10], т.е.

$$n = \frac{\sum_{i=1}^N \{ [P_i \cos e_i + P_i^B \cos(\alpha - e_i) \cos^{-1} \alpha - \Phi_i] \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i \}}{\sum_{i=1}^N [P_i \sin e_i - P_i^B \sin(\alpha - e_i) \cos^{-1} \alpha]}, \quad (12.13)$$

где P_i^B — вес «свободной» (находящейся выше линии откоса) воды в пределах блока.

Необходимо отметить, что в предлагаемом алгоритме учитывается такой момент, когда угол откоса уступа или борта равен 90° .

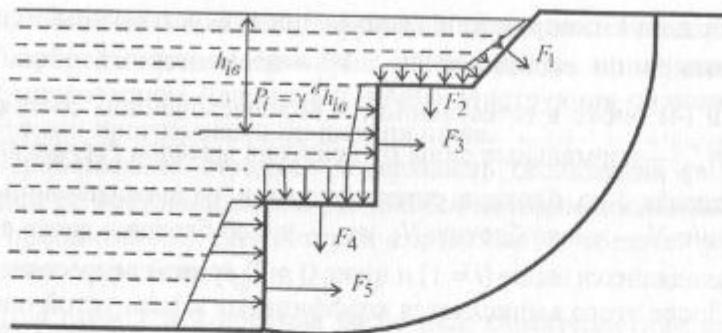


Рис. 12.2. Схема действия сил гидростатического давления на подтопленный откос

На рис. 12.2 показана расчетная схема подтопленного откоса, из которой следует, что при учете гидростатического давления по формуле (12.13) теряются силы F_3 и F_5 , т.е. при угле откоса $\alpha = 90^\circ$ пользоваться формулой (12.13) нельзя.

Согласно [10] песчаные грунты, залегающие ниже уровня подземных вод, подвергаются полному взвешиванию. По Н.М. Герсеванову, полному взвешиванию подвергаются те разновидности, влажность которых выше максимальной молекулярной влагоемкости; для плотных жирных глин, в которых все поры заполнены молекулярной водой, коэффициент взвешивания равен нулю. Плотные глины с развитой трещиноватостью полностью взвешиваются.

При расчете устойчивости откосов на участках, где наиболее напряженная поверхность проходит в глинах второго типа, взвешивание не должно приниматься во внимание, в расчет следует вводить плотность вышележащих пород при полном заполнении пор водой:

$$\rho_{\text{нас}} = \rho(1 - n_0)\rho^B n_0,$$

где ρ^B , ρ — соответственно плотность воды и грунта.

Вычисление коэффициента запаса устойчивости выполняется численно-аналитическим способом [3, 65]. Местоположение поверхности скольжения в приоткосном массиве устанав-

ливается на основе задачи теории предельного равновесия в наиболее напряженной области по минимальному коэффициенту запаса устойчивости, определяемому как отношение сумм удерживающих и сдвигающих сил, которые находятся интегрированием элементарных сил по поверхности скольжения L , т.е.

$$n = \int_0^L \tau_y dL / \int_0^L \tau_c dL, \quad (12.14)$$

где τ_y — сопротивление сдвигу на элементарной площадке dL ; τ_c — касательные напряжения, действующие на этой площадке.

Алгоритм решения задачи предусматривает расчет по определению параметров предельного откоса для любых высот откоса. Для этого необходимо задать только номера точек, для которых следует производить расчет (например, точки 3 и 5). В этом случае расчет будет вестись для двух и одного уступа. Методика решения задачи для однородного массива рассмотрена в главе 3.

Далее для каждой из высот в соответствующей последовательности отыскивается поверхность скольжения с минимальным коэффициентом запаса устойчивости по формуле (12.14). Однако полученное решение не является математически строгим, поскольку, как отмечалось выше, расчету по зависимости (12.14) подвергалась не предельная схема призмы возможного обрушения, а действительная ее схема, в общем случае не находящаяся в предельном равновесии.

Для приведения расчетного откоса в предельное равновесие используются средневзвешенные значения сцепления $k_{\text{ср}}$, угла внутреннего трения $\varphi_{\text{ср}}$, определенные для соответствующих им поверхностей скольжения по формулам (12.5)–(12.10). Методом последовательных приближений находятся предельные значения средневзвешенных прочностных характеристик $k_{\text{ср},n}$ и $\varphi_{\text{ср},n}$ для соответствующей поверхности скольжения, отвечающей предельному состоянию откоса. Приведение к предельной

схеме производится последовательным изменением начальных (действительных) значений прочностных характеристик слоев k_i и ρ_i , а также соответствующих им средневзвешенных значений k_{cp} и ρ_{cp} до предельных (приведенных к предельной схеме) значений прочностных характеристик слоев $k_{i,n}$ и $\rho_{i,n}$, а также соответствующих им значений $k_{cp,n}$ и $\rho_{cp,n}$. Коэффициент запаса устойчивости борта карьера произвольной формы в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях определяют из выражения

$$n = \frac{k_{cp}}{k_{cp,n}} = \frac{\operatorname{tg} \rho_{cp}}{\operatorname{tg} \rho_{cp,n}} = \frac{k_i}{k_{i,n}} = \frac{\operatorname{tg} \rho_i}{\operatorname{tg} \rho_{i,n}}. \quad (12.15)$$

Затем сравнивают расчетное значение n с допустимым значением, которое регламентируется нормативными документами, при этом должно соблюдаться условие $n > n_u$. При несоблюдении этого условия следует скорректировать профиль борта карьера.

На основе приведенного алгоритма разработана программа SPOSGS35C.

В результате решения задачи на ЭВМ на печать выводится следующая информация: исходные данные для расчета, т.е. массивы узловых точек контура борта, уровня грунтовых вод, контактов пород, прочностные характеристики горных пород по слоям и средневзвешенные (расчетные и продольные), коэффициент запаса устойчивости, а также геологический разрез вкрест простириания борта с нанесенными на него контурами борта, уровня грунтовых вод, контактов пород и таблицами координат расчетных точек по этим контурам.

Данная задача решается как для четко выраженного слоистого откоса, так и для слоев, вырождающихся в пределах разреза, т.е. для слоев любой конфигурации.

Предлагаемое решение оценки устойчивости карьерных откосов на основе численно-аналитического способа для геомеханической модели неоднородного массива позволяет учесть ступенчатый профиль борта карьера, неоднородность (слоистость)

массива, влияние гидростатических и гидродинамических сил. Реализация решения на ЭВМ существенно повышает объективность и точность расчетов, снижает их трудоемкость.

12.1. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SPOSGS35C

Производит расчет коэффициента запаса устойчивости борта карьера с учетом горно-геологической ситуации, путем приведения откоса к предельной схеме, а также позволяет решать аналогичную задачу для групп уступов.

Программа состоит из головной программы SPOSGS35 и подпрограмм INTPOL и GRAFIC. Подпрограмма INTPOL интерполирует таблично заданные функции, подпрограмма GRAFIC осуществляет построение графиков и таблиц.

Для пользования программой необходимо подготовить исходные данные с геологического разреза вкрест простириания борта карьера.

Контур борта, поверхности скольжения, контакты различных типов пород, уровень грунтовых вод описываются в программе массивом контурных точек, т.е. узлов интерполяции, которые задаются в системе прямоугольных координат. Начало координат выбирается у нижней бровки откоса. Ось X направляется горизонтально в глубь массива, ось Y — вертикально. Составляются массивы координат узловых точек, по которым производится математическое описание контура борта, уровня грунтовых вод и контактов пород. Для каждой узловой точки указываются координаты X_i, Y_i и индекс NRO_i , т.е. каждая точка описывается тремя параметрами (X_i, Y_i, NRO_i). В точках излома (или изменения кривизны) контура, а также для первой узловой точки индекс NRO_i не равен нулю, а принимает значения 1 или 2. Если после точки излома или первой узловой точки следует производить линейную интерполяцию, $NRO_i = 1$, если квадратичную $NRO_i = 2$. Для узловых точек, находящихся между точками изломов, а также для последней узловой точки $NRO_i =$

= 0. В случае, если до i -й точки и после нее производится линейная интерполяция, следует также принять $NRO_i = 0$. Если для всех точек контура принять $NRO_i = 0$ или совсем не вводить индекс NRO_i , т.е. после ввода координат X_i, Y_i оставить проблемы, то между узловыми точками описание контура будет производиться путем линейной интерполяции.

На запрос машины "ИМЯ ФАЙЛА ДАННЫХ" вводим имя файла imfd\$, где будут храниться расчетные данные (например XZ12).

Запуск осуществляется файлом исходных данных SPOSGS35C.DAT в следующей последовательности.

В первой строке вводится символьная строка с информацией о решаемом примере im\$ (см. примеры с исходными данными).

Затем il, nnn,

где il — количество расчетных блоков (50—250; nnn — число узловых точек поверхности скольжения, если она задается).

Дальше вводятся координаты узловых точек поверхности скольжения и индекс pgo(i) в следующей последовательности:

x(i), y(i), pgo(i).

В следующей строке вводятся данные о количестве узловых точек контура борта или откоса и контура обводнения (или уровня грунтовых вод): nnn1, nnng.

БОРТА (ОТКОСА) — nnn1, в следующей последовательности:

x1(i), y1(i), nro1(i);

ОБВОДНЕНИЯ (или уровня грунтовых вод) — nnng, в следующей последовательности: xg(i), yg(i), prog(i).

В следующей строке вводится «КОЛИЧЕСТВО СЛОЕВ» — n1, а затем для каждого из контактов горных пород nk, которые описывают границы между слоями, вводится:

kb (ik), ni (ik),

где ik — номер контакта; kb (ik) — количество узловых точек, которыми описывается контакт; ni (ik) — количество вставок из других слоев.

В следующей строке вводятся координаты узловых точек ik-го контакта и индекс inro (ik, jk) в последовательности:

xck(ik, jk), yck(ik, jk), inro(ik, jk),

где ik — номер контакта; jk — номер узловой точки. Если в очередном описываемом слое будут вставки с другого слоя, то вводится следующая информация: pri(ik, in), ai(ik, in), bi(ik, in), где pri(ik, in) — количество вставок для ik слоя; pri(ik, in) — начало координат вставки из слоя in; bi(ik, in) — конец координат вставки из слоя in (см. примеры).

В последующих строках вводятся данные о физико-механических характеристиках массива.

Если nnng $\Leftarrow 1$, то вводятся физико-механические характеристики массива пород, принадлежащие каждому слою (если отсутствует обводнение):

c(i), f_i(i), γ_i(i), col(i),

где c(i) — сцепление i-го слоя; f_i(i) — угол внутреннего трения i-го слоя; γ_i(i) — плотность i-го слоя col(i) — цвет i-го геологического слоя.

Если nnng $\Rightarrow 1$, то автоматически принимается, что cw(i) = c(i):

f_iw(i) = f_i(i); γh(i) = γ(i),

где cw(i) — сцепление i-го слоя в водонасыщенном состоянии; f_iw(i) — угол внутреннего трения i-го слоя в водонасыщенном состоянии; γh(i) — плотность i-го слоя в водонасыщенном состоянии.

Если откос подтоплен или имеется депрессионная кривая, то данные вводятся в следующей последовательности:

если nnng > 1, то

c(i), cw(i), f_i(i), fiw(i), γ(i), γh(i), col(i).

Рассмотрим несколько примеров.

Пример 1

Расчет устойчивости неоднородного обводненного борта карьера

На геологическом разрезе (рис. 12.3) вкrest простирации борта нанесен контур борта (точки $B_1—B_9$) и уровень грунтовых вод (депрессионная колонка), (точки $Y_1—Y_9$), который будет образовываться после отработки карьера на заданную глубину ($H = 85$ м).

Горный массив состоит из семи разновидностей пород с различными прочностными характеристиками (I, II, III, IV, V, VI, VII). Контакты горных пород можно описать кривыми, заданными таблично. Нумерация всех контактов производится снизу вверх (I—VII).

Все контакты должны быть описаны по всему геологическому разрезу по оси OX .

Смежные контакты могут совпадать, если мощность слоя, заключенного между ними, станет равной нулю. Количество слоев должно быть на единицу больше количества контактов. Для описания каждого контакта, контура борта и уровня подземных вод создают массивы узловых точек и определяют степень локальных полиномов, которыми производится интерполяция между точками.

$nro(i)$, $nro1(i)$, $inro(ik, jk)$, $nrog(i)$ — индексы, обозначающие для каждой узловой точки, в которой происходит излом контура, а также для первой точки степень локального многочлена, которым описываются контуры борта (откоса), уровень грунтовых вод, контакты горных пород после данной точки. Для остальных точек индексам следует присваивать нуль или не вводить эти индексы.

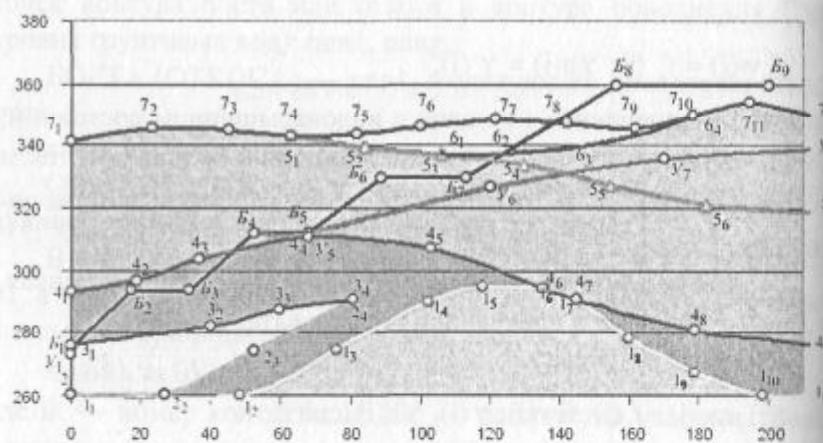


Рис. 12.3. Геологический разрез борта карьера на изучаемом участке

При пользовании программой необходимо придерживаться следующих правил, так как при соблюдении их все решения осуществляются в самом оптимальном режиме.

1. Количество узловых точек для описания контуров не должно превышать 30 точек; для уровня грунтовых вод и для контактов пород при (ik, jk) — 20 точек.

2. Количество слоев должно быть не более 10.

3. Верхняя граница контура карьера должна быть описана двумя точками (см. рис. 12.3, точки B_8, B_9).

Следует отметить, что после анализа слоев приходим к заключению, что третий слой горных пород вклинивается во второй. Поэтому второй слой распадается на два слоя (второй и четвертый), но эти слои будут иметь одинаковые физико-механические характеристики. И тогда окончательно имеем:

- разновидностей пород — 7;
- число слоев — 8;
- число контактов — 7.

Файл исходных данных обозначим SP_35C1.DAT, и, учитывая все сказанное ранее, он примет окончательный вид:

1. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА НЕОДНОРОДНОГО ОБВОДНЕННОГО ОТКОСА (ПРИМЕР 1)

2. 100,0

3. 9, 8 — количество точек борта и контура уровня грунтовых вод

4. 0,275,1
5. 17,5,293,5
6. 34,293,5
7. 52,312
8. 68,312
9. 89,330
10. 113,330
11. 156,360
12. 213,360

Контур борта (точки $B_1—B_9$)

13. 0,275
14. 17,5,293,5
15. 34,293,5
16. 52,312
17. 68,312
18. 120,327
19. 170,336
20. 213,338,8

Уровень грунтовых вод
(точки $Y_1—Y_9$)

21. 8 — Число геологических слоев
 22. 11 — Число узловых точек 1-го контакта и число вставок
 23. 0,260,1
 24. 48,5,260,1
 25. 76,275
 26. 102,5,290,2
 27. 118,2912,2
 28. 1312,5,294,5,1
 29. 145,290,8,2
 30. 160,278,2
 31. 179,267,5
 32. 198,260,1
 33. 213,260
 ↓
 34. 4,1 — Число узловых точек 2-го контакта и число вставок (1)
 35. 0,260,0
 36. 27,5,260
 37. 52,274
 38. 81,290,8
 ↓
 39. 4,81,213 — Вставка из 4-го контакта с координатами (81—213)
 40. 5,1 — Число узловых точек 3-го контакта и число вставок (1)
 41. 0,273,2
 42. 20,5,276,2
 43. 40,282,2,2
 44. 60,287,8
 45. 81,290,8
 ↓
 46. 4,81,213 — Вставка из 4-го контакта с координатами (81—213)
 47. 9 — Число узловых точек 4-го контакта
 48. 0,293,0,2
 49. 19,5,297,0
 50. 36,8,303,7,2
 51. 68,311
 52. 103,307
 53. 135,294,5,1
 54. 145,290,8,2
 55. 178,5,281
 56. 213,276
 ↓
 57. 7,1 — Число узловых точек 5-го контакта и число вставок (1)

↑
1-й контакт
(точки 1¹—11¹)

↑
2-й контакт
(точки 1²—4²)

↑
3-й контакт
(точки 1³—5³)

↑
4-й контакт
(точки 1⁴—9⁴)

58. 63,343,2,2
 59. 84,339,3
 60. 106,337,2
 61. 130,334
 62. 154,5,327,5,2
 63. 182,321
 64. 213,318,5
 ↓
 65. 7,0,63 — Вставка из 7-го контакта с координатами (0—63)
 66. 4,2 — 4 точки шестого контакта и две вставки
 67. 106,337,2
 68. 130,338
 69. 155,341,3
 70. 178,350
 ↓
 71. 5,0,106 — Вставка из 5-го контакта с координатами (0—106)
 72. 7,178,213 — Вставка из 7-го контакта с координатами (178—213)
 73. 12,0 — Число узловых точек 7-го контакта
 74. 0,341,5,2
 75. 23,2,3412,5
 76. 45,3412,2
 77. 63,343,2,2
 78. 82,344
 79. 100,346,3,2
 80. 121,6,349
 81. 142,347,8,2
 82. 161,5,346
 83. 178,350,2
 84. 194,5,354
 85. 213,350
 ↓
 86. 19,2,112,3,20,5,17,3,1,92,2,15,1
 87. 112,2,13,5,16,4,112,1,1,83,2,08,2
 88. 18,7,14,2,18,5,112,5,1,95,2,20,3
 89. 112,2,13,5,16,4,112,1,1,83,2,08,2
 90. 13,4,11,2,19,6,17,4,1,75,2,03,4
 91. 10,2,8,6,17,8,14,9,1,70,1,96,5
 92. 14,1,10,9,14,7,13,1,1,86,2,10,9
 93. 8,4,7,2,13,5,11,8,1,8,2,15,7
 ↓
 Физико-механические
свойства горных пород

В РЕЗУЛЬТАТЕ РЕШЕНИЯ ПОЛУЧИЛИ ФАЙЛ XZ1-XP..35C_ПР_1,
КОТОРЫЙ СОДЕРЖИТ СЛЕДУЮЩУЮ ИНФОРМАЦИЮ:

АВТОРЫ: ШПАКОВ П.С., ОЖИГИН С.Г.
 ПОКЛАД Г.Г., ОМАРОВ С.Т.
 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА НЕОДНОРОДНОГО ОБВОД-
 НЕННОГО ОТКОСА (ПРИМЕР 1)
 ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
 количество узловых точек
 БОРТА NNN1 = 9

| | | |
|-------------|------------|----------|
| 1 X1 = 0 | Y1 = 275 | nrol = 1 |
| 2 X1 = 17.5 | Y1 = 293.5 | nrol = 0 |
| 3 X1 = 34 | Y1 = 293.5 | nrol = 0 |
| 4 X1 = 52 | Y1 = 312 | nrol = 0 |
| 5 X1 = 68 | Y1 = 312 | nrol = 0 |
| 6 X1 = 89 | Y1 = 330 | nrol = 0 |
| 7 X1 = 113 | Y1 = 330 | nrol = 0 |
| 8 X1 = 156 | Y1 = 360 | nrol = 0 |
| 9 X1 = 213 | Y1 = 360 | nrol = 0 |

ОБВОДНЕНИЕ

| | | |
|-----------|------------|----------|
| xg = 0 | yg = 275 | nrog = 0 |
| xg = 17.5 | yg = 293.5 | nrog = 0 |
| xg = 34 | yg = 293.5 | nrog = 0 |
| xg = 52 | yg = 312 | nrog = 0 |
| xg = 68 | yg = 312 | nrog = 0 |
| xg = 120 | yg = 327 | nrog = 0 |
| xg = 170 | yg = 336 | nrog = 0 |
| xg = 213 | yg = 338.8 | nrog = 0 |

КОЛИЧЕСТВО СЛОЕВ n1 = 8

контактов горных пород nk = 7

контакт N 1

| | | |
|---|--------|---|
| количество узловых точек kb = 11 ni = 0 | | |
| 0 | 260 | 1 |
| 48.5 | 260 | 1 |
| 76 | 275 | 0 |
| 102.5 | 290 | 2 |
| 118 | 2912.2 | 0 |
| 1312.5 | 294.5 | 1 |
| 145 | 290.8 | 2 |
| 160 | 278.2 | 0 |
| 179 | 267.5 | 0 |
| 198 | 260 | 1 |
| 213 | 260 | 0 |

контакт N 2
 количество узловых точек kb = 4 ni = 1
 0 260 0
 27.5 260 0
 52 274 0
 81 290.8 0
 npri 4 ai 81 bi 213

контакт N 3
 количество узловых точек kb = 5 ni = 1
 0 273 2
 20.5 276.2 0
 40 282.2 2
 60 287.8 0
 81 290.8 0
 npri 4 ai 81 bi 213

контакт N 4
 количество узловых точек kb = 9 ni = 0
 0 293 2
 19.5 297 0
 36.8 303.7 2
 68 311 0
 103 307 0
 135 294.5 1
 145 290.8 2
 178.5 281 0
 213 276 0

контакт N 5
 количество узловых точек kb = 7 ni = 1
 63 343.2 2
 84 339.3 0
 106 337 2
 130 334 0
 154.5 327.5 2
 182 321 0
 213 318.5 0
 npri 7 ai 0 bi 63

контакт N 6
 количество узловых точек kb = 4 ni = 2
 106 337 2
 130 338 0
 155 341.3 0
 178 350 0

нр1 5 ai 0 bi 106
нр1 7 ai 178 bi 213

контакт N 7

количество узловых точек kb = 12 ni = 0

| | | |
|-------|--------|---|
| 0 | 341.5 | 2 |
| 23.2 | 3412.5 | 0 |
| 45 | 3412.2 | 0 |
| 63 | 343.2 | 2 |
| 82 | 344 | 0 |
| 100 | 346.3 | 2 |
| 121.6 | 349 | 0 |
| 142 | 347.8 | 2 |
| 161.5 | 346 | 0 |
| 178 | 350 | 2 |
| 194.5 | 354 | 0 |
| 213 | 350 | 0 |

cc = 13.05 ffi = 16.12655 gg = 1.961875

1 c = 19.2 cw = 112.3 fi = 20.5 fiw = 17.3 g= 1.92 gh = 2.15
2 c = 112.2 cw = 13.5 fi = 16.4 fiw = 112.1 g= 1.83 gh = 2.08
3 c = 18.7 cw = 14.2 fi = 18.5 fiw = 112.5 g= 1.95 gh = 2.2
4 c = 112.2 cw = 13.5 fi = 16.4 fiw = 112.1 g= 1.83 gh = 2.08
5 c = 13.4 cw = 11.2 fi = 19.6 fiw = 17.4 g= 1.75 gh = 2.03
6 c = 10.2 cw = 8.6 fi = 17.8 fiw = 14.9 g= 1.7 gh = 1.96
7 c = 14.1 cw = 10.9 fi = 14.7 fiw = 13.1 g= 1.86 gh = 2.1
8 c = 8.4 cw = 7.2 fi = 13.5 fiw = 11.8 g= 1.8 gh = 2.15

yk 1.049545

yk 1.017028

yk 1.000419

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.З.У. ПО FI = 1.067417 К.З.У. ПО С = 1.067417

К.З.У по силам n = 1.000419 ffi = 16.17517 cc = 12.88892
gg = 2.00312 al = 28.58472 h = 85 Б = 16.27118 r = 181.7867
h90 = 112.76971.

Результаты решения приведены в файле XZ1- XP..35C_ПР_1 на диске. На экран выводится сжатая информация о решении с графиком (рис. 12.4).

Коротко поясним особенности составления исходных файлов. В соответствии с инструкцией в строке 1 вводим символьную информацию; в строке 2 — количество расчетных блоков (100) и количество точек поверхности скольжения (0).

В строке 3 указывается количество узловых точек, описывающих борт карьера (9), и количество узловых точек, описывающих уровень грунтовых вод (8).

В строках 4—12 вводятся координаты узловых точек контура борта и индекс интерполяции, если он не равен нулю. Количество строк с координатами и индексом интерполяции соответствует ранее объявленному числу NNN1 = 9.

В строках 13—20 вводятся координаты узловых точек уровня грунтовых вод и индекс интерполяции, соответствующий величине NNN1 = 8, если он не равен нулю.

Количество строк с координатами XG(I), YG(I) и индексами NR0G(I) соответствуют величине NNNG. Так как уровень грунтовых вод выходит в откос в точке 5 с координатами XG(5) = 68 м, YG(5) = 312 м, то до точки выхода узловые точки уровня грунтовых вод совпадают с контуром борта и описываются с помощью линейной интерполяции (NR0G(1) = 1), а после точки выхода уровень грунтовых вод описывается с помощью квадратичной интерполяции (NR0G(5) = 2).

В строке 21 указывается количество расчетных геологических слоев, учитываемых при расчете.

В строках 22—85 вводятся координаты контактов горных пород и соответствующие им индексы. Контакты пород вводятся последовательно от нижних слоев к верхним слоям. Нумерация контактов должна быть проведена так, чтобы для любой абсциссы X_i ординаты нижних контактов всегда были меньше или равны ординатам верхних контактов. Каждый контакт должен быть описан по всему геологическому разрезу. В случае, если какой-то слой пород вырождается (т.е. его мощность равна нулю) и данный контакт совпадает с соседними, при описании его следует указать, с каким контактом совпадает данный контакт, и указать интервал по оси OX, на котором они совпадают.

В строке 22 указывается количество узловых точек, которые описывают первый контакт, KB(i) = 11 и количество вставок, в пределах которых данный контакт совпадает со смежными контактами. Хотя контакт 1 совпадает с контактом 4 в интервале по оси OX(1312.5-145), можно абсолютно одинаково описать контакты 1 и 4 на этом интервале:

XCK(1,6) = XCK(4,6) = 1312.5 ; YCK(1,6) = YCK(4,6) = 294.5;
XCK(1,7) = XCK(4,7) = 145; YCK(1,7) = YCK(4,7) = 290.8; INR0(1,6) =
INR0(4,6) = 1.

Поэтому в строке 22 после KB(i) = 11 указываем pi(ik) = 0 или оставляем пробелы.

В строках 23—33 вводятся координаты контакта 1 XCK(1, J), YCK(1, J) и соответствующие им индексы INR0(1, J).

Контакт 1, так же как и контакт 2, пересекает ось ОХ. Так как ниже оси ОХ положение контакта нас не интересует, контакт 1 (и контакт 2) нами описываются вдоль оси ОХ, т.е. XCK(1,1) = 0; YCK(1,1) = 260; INR0(1,1) = 1; XCK(1,2) = 48.8; YCK(1,2) = 260; INR0(1,2) = 1 (для контакта 2 XCK(2,1) = 0; YCK(2,1) = 260; INR0(2,1) = 1; XCK(2,2) = 27.5; YCK(2,2) = 260; INR0(2,2) = 1).

В случае, если контакт пород выходит на земную поверхность или пересекает самый верхний горизонт, то его следует описать вдоль земной поверхности и этого горизонта, так же как и вдоль оси ОХ.

В строке 34 для контакта 2 указывается $kb(ik) = 4$, а также $ni(ik) = 1$. Так как контактом 2 и контактом 3 описывается вырождающийся (выклинивающийся) слой пород в пределах другого слоя, следует указать, что после выклинивания оба эти контакта совпадают с одним из смежных контактов, описанных в пределах данного интервала (т.е. выклинивания). В данном примере это могут быть контакт 1 или контакт 4. Принимаем контакт 4.

В строках 35—38 вводятся координаты контакта 2 XCK(2,J), YCK(2,J) и индексы INR0(2,J). В строке 39 указывается номер контакта, с которым совпадает контакт 2 после выклинивания. Как показано выше, это контакт 4, т.е. $pri(2,1) = 4$. Затем указываются левая и правая границы совпадающего интервала $ai(2,1) = 81$; $bi(2,1) = 213$.

В строке 40 для контакта 3 указываются $kb(3) = 5$ и $ni(3) = 1$.

В строках 41—45 вводятся XCK(3,J), YCK(3,J), INR0(3,J). В строке 46 — $pri(3,1) = 4$; $ai(3,1) = 81$; $bi(3,1) = 213$ (см. выше).

В строке 47 для контакта 4 — $kb(4) = 9$, т.к. $ni(4) = 0$, то вместо него могут быть поставлены пробелы, т.е. ничего не указывается. В строках 48—56 — XCK(4,J); YCK(4,J), INR0(4,J).

В строке 57 — $kb(5) = 7$, $ni(5) = 1$, т.е. контакт 5 совпадает с контактом 7 в интервале [0,63]. В строках 58—64 — XCK(5,J); YCK(5,J); INR0(5,J). В строке 65 принимаются $pri(5,1) = 7$; $ai(5,1) = 0$; $bi(5,1) = 63$.

Контакт 6 совпадает с контактом 5 в интервале [0,106] и с контактом 7 в интервале [178—213], а также описывается 4 узловыми точками, поэтому в строке 66 $kb(6) = 4$, $ni(6) = 2$. В строках 67—70 вводятся XCK(6,J); YCK(6,J), INR0(6,J). В строке 71 — $pri(6,1) = 5$; $ai(6,1) = 0$; $bi(6,1) = 106$ м; в строке 72 — $pri(6,21) = 7$; $ai(6,2) = 178$; $bi(6,2) = 213$ м. Контакт 7 описывается 12 точками, поэтому в строке 73 $kb(7) = 12$; $ni(7) = 0$. В строках 74—85 указываются XCK(7,J); YCK(7,J), INR0(7,J).

После ввода координат узловых точек описываемых контуров вводятся прочностные характеристики слоев горных пород в строках 86—93 (8 слоев). Каждый i -й контакт является верхней границей для i -го расчетного слоя. Если один из типов пород выклинивается в пределах другого

422

типа пород, то следует вводить прочностные характеристики внешней породы выше и ниже внутренней (см. рис. 12.4). Поэтому для 2 и 4-го расчетных слоев прочностные характеристики следует принимать одинаковыми. В строках 86—93 прочностные характеристики слоев вводятся последовательно снизу вверх с учетом увеличения порядковых номеров слоев. В каждой строке сначала вводится величина сцепления в естественных и обводненных условиях — $C(i) = 19.2 \text{ т}/\text{м}^2$; $CW(i) = 112.3 \text{ т}/\text{м}^2$; затем величина угла внутреннего трения в естественных и обводненных условиях $FI(i) = 20.5^\circ$; $fiw = 17.3^\circ$; затем величина плотности горных пород в естественных и обводненных условиях $\gamma = 1.92 \text{ т}/\text{м}^3$; $\gamma h = 2.15 \text{ т}/\text{м}^3$.

Результаты расчетов приведены на рис. 12.4. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C2.DAT и XZ2-XP..35C_PR_2 на диске SD.

Пример 2

Расчет устойчивости неоднородного обводненного откоса

В этом случае для описания плоского откоса достаточно 3—4 узловых точек. В сравнении с примером 1 сократится и количество узловых точек (до пяти) для описания уровня грунтовых вод.

Файл исходных данных формируется аналогично примеру 1, только в строке 3 NNN1 = 1, а NNNG = 5, также отсутствуют строки 5—7, 9, 10, 14—16. Стока 3 примет вид: 4,12.

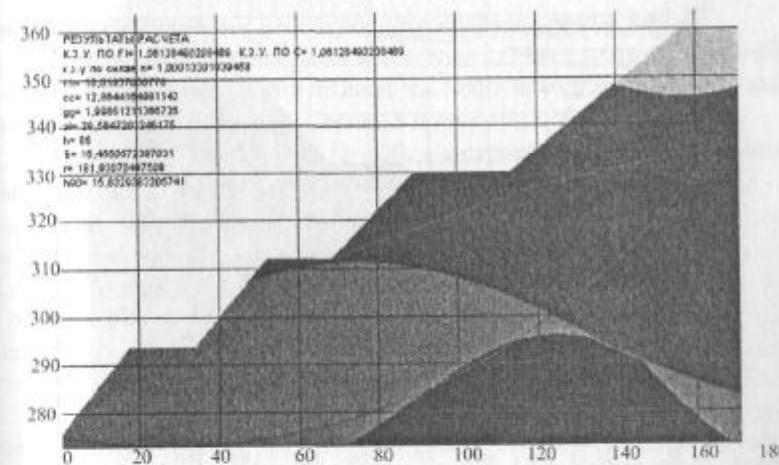


Рис. 12.4. Расчет устойчивости неоднородного обводненного борта карьера (пример 1)

Результаты расчетов приведены на рис. 12.5. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C2.DAT и XZ2-XP..35C_PR_2 на диске SD.

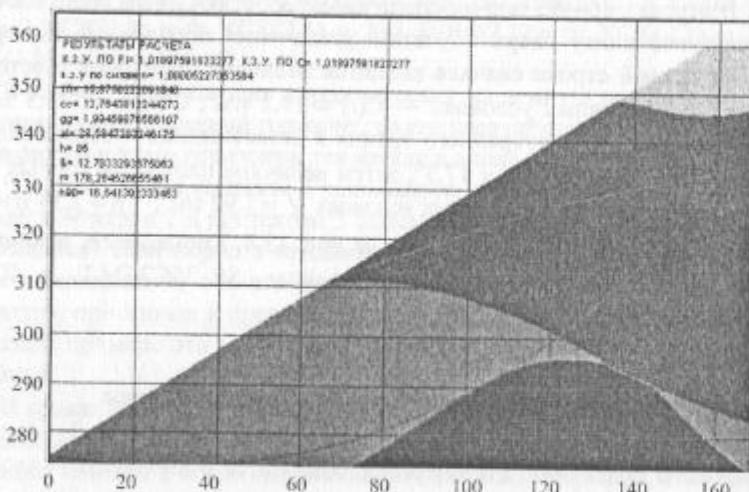


Рис. 12.5. Расчет устойчивости неоднородного обводненного откоса (пример 2)

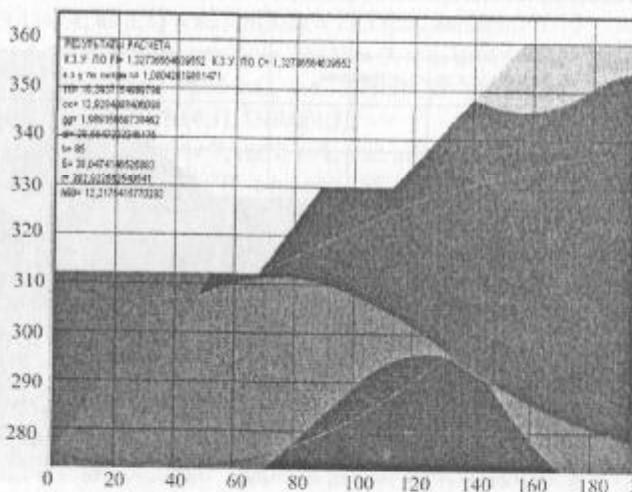


Рис. 12.6. Расчет устойчивости неоднородного подтопленного борта (пример 3)

Пример 3

Расчет устойчивости неоднородного подтопленного борта

Рассмотрим случай, в котором борт подтоплен до горизонта 312 м. Программой предусмотрено: если уровень грунтовых вод описан горизонтальной линией, которая находится выше контура борта, то борт ниже этой горизонтали следует считать подтопленным. Поэтому уровень грунтовых вод на горизонте 312 м следует задать двумя точками. интерполяцию между ними проводить линейную. Файл исходных данных формируется аналогично примеру 1, только количество точек для описания уровня грунтовых вод станет NNNG = 12. Стока 3 примет вид 9,5; вместо строк 13—16 следует вставить строку 0, 312, 1 . Результаты расчетов приведены на рис. 12.6. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C3.DAT и XZ2-XP..35C_PR_3 на диске SD.

Пример 4

Расчет устойчивости неоднородного подтопленного откоса

Файл исходных данных формируется аналогично примеру 3, только количество точек для описания контура борта станет NNN1 = 4. Стока 3 примет вид: 4,5, а также отсутствуют строки 5—7, 9, 10.

Результаты расчетов приведены на рис. 12.7. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C4.DAT и XZ2-XP..35C_PR_4 на диске SD.

Пример 5

Расчет устойчивости неоднородного необводненного борта

Так как уровень грунтовых вод в этом случае отсутствует NNNG = 0, т.е. величину NNNG можно не вводить. Файл исходных данных формируется аналогично примеру 1. Стока 3 примет вид: 9.

Следует удалить строки 13—20, а в строках 86—93 удалить величины CW(I), FTW(I), GH(I). Эти строки будут иметь вид:

- 86. 19.2,20.5,1.92
- 87. 112.2,16.4,1.83
- 88. 18.7,18.5,1.95
- 89. 112.2,16.4,1.83
- 90. 13.4,19.6,1.75
- 91. 10.2,17.8,1.7
- 92. 14.1,14.7,1.86
- 93. 8.4,13.5,1.8

Результаты расчетов приведены на рис. 12.8. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C12.DAT и XZ2-XP..35C_PR_5 на диске SD.

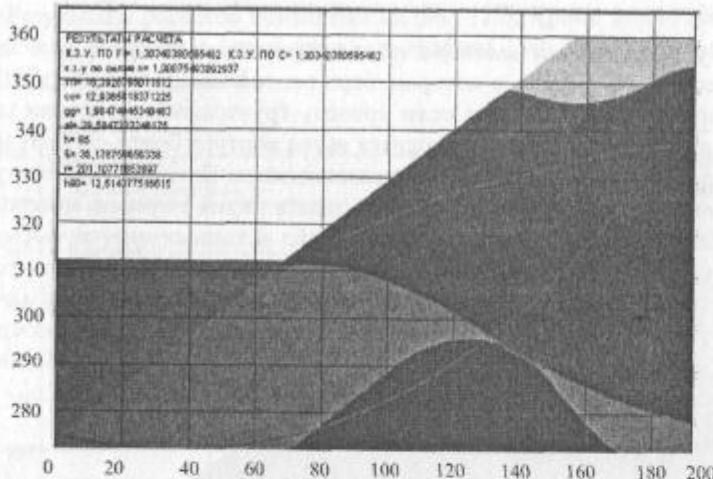


Рис. 12.7. Расчет устойчивости неоднородного подтопленного откоса (пример 4)

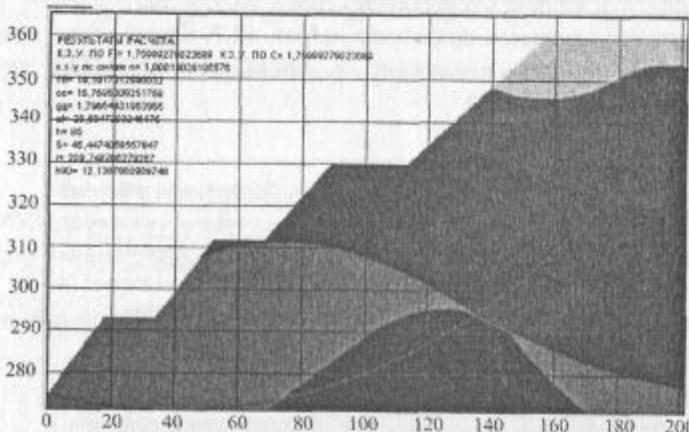


Рис. 12.8. Расчет устойчивости неоднородного необводненного борта (пример 5)

Пример 6

Расчет устойчивости неоднородного необводненного откоса

Файл исходных данных формируется аналогично примеру 5, только количество точек для описания контура борта станет NNN1 = 3. Стока 3 примет вид:

426

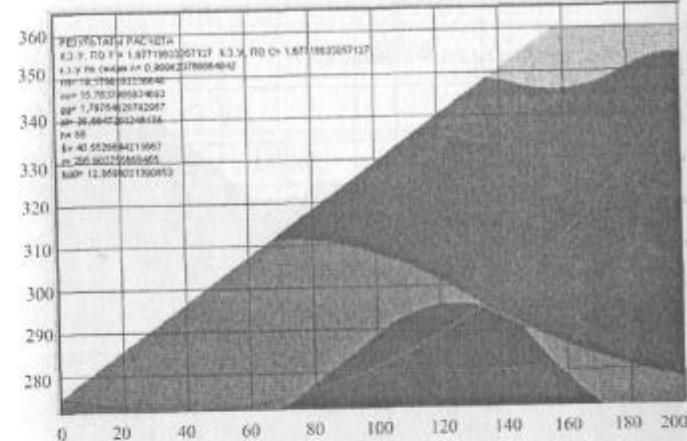


Рис. 12.9. Расчет устойчивости неоднородного необводненного откоса (пример 6)

3; отсутствуют строки 5—10.

Результаты расчетов приведены на рис. 12.9. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C6.DAT и XZ2-XP..35C_PR_6 на диске SD.

Пример 7

Расчет устойчивости однородного обводненного борта

В этом случае количество типов пород N1 = 1. Поэтому описывать контакты горных пород не требуется. Файл исходных данных формируется аналогично примеру 1. Стока 21 примет вид: 1; строки 22—85, 87—93 отсутствуют. В данном примере считаем, что борт сложен породами первого слоя, поэтому строка 86 оставлена.

Результаты расчетов приведены на рис. 12.10. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C7.DAT и XZ2-XP..35C_PR_7 на диске SD.

Пример 8

Расчет устойчивости однородного обводненного откоса

В этом случае принимаем NNN1 = 4, NNNG = 5 (см. пример 2). Файл исходных данных формируется аналогично примеру 7. Стока 3 примет вид: 4,5; отсутствуют строки 5—7, 9, 10, 14—16.

Результаты расчетов приведены на рис. 12.11. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C8.DAT и XZ2-XP..35C_PR_8 на диске SD.

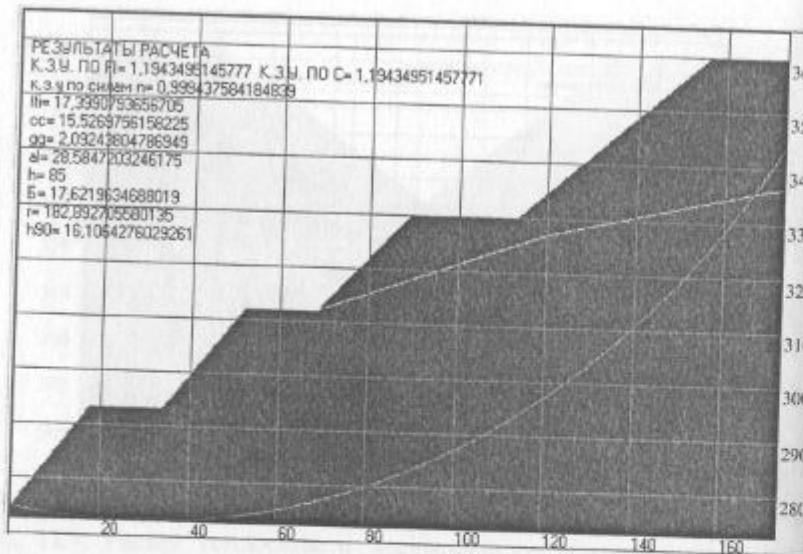


Рис. 12.10. Расчет устойчивости однородного обводненного борта (пример 7)

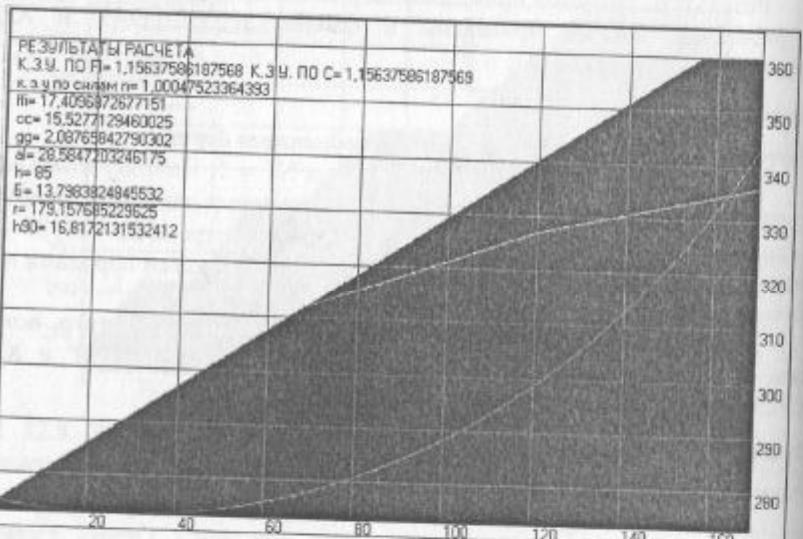


Рис. 12.11. Расчет устойчивости однородного обводненного откоса (пример 8)

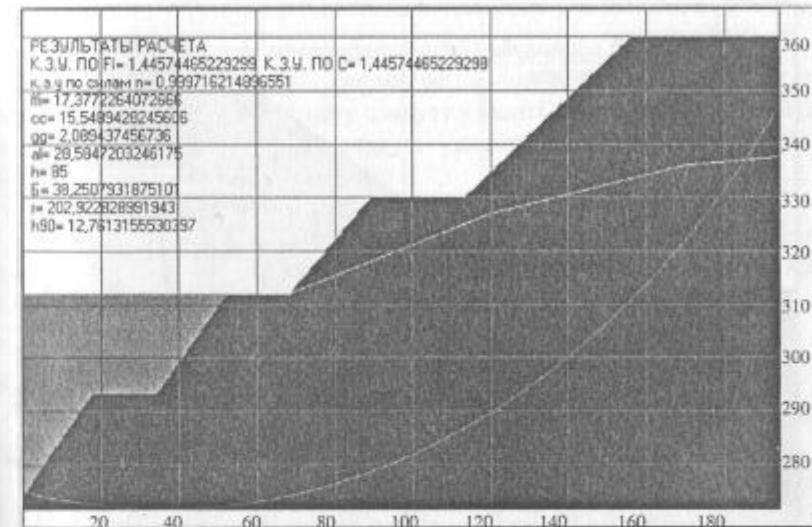


Рис. 12.12. Расчет устойчивости однородного подтопленного борта (пример 9)

Пример 9

Расчет устойчивости однородного подтопленного борта

Рассмотрим случай, в котором борт подтоплен до горизонта 312 м. Аналогично примеру 3 уровень грунтовых вод на горизонте 312 м следует задать двумя точками и интерполяцию между ними производить линейную. Файл исходных данных формируется аналогично примеру 7, только количество точек для описания уровня грунтовых вод станет NNN = 12. Стока 3 примет вид: 9,5; вместо строк 13—16 следует вставить строку:

13. 0, 312, 1

Результаты расчетов приведены на рис. 12.12. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C9.DAT и XZ2-XP..35C_PR_9 на диске SD.

Пример 10

Расчет устойчивости однородного подтопленного откоса

Файл исходных данных формируется аналогично примеру 9, только количество точек для описания борта станет NNN = 4. Стока 3 примет вид: 4,5; отсутствуют строки 5—7, 9, 10.

Результаты расчетов приведены на рис. 12.13. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C10.DAT и XZ2-XP..35C_PR_10 на диске SD.

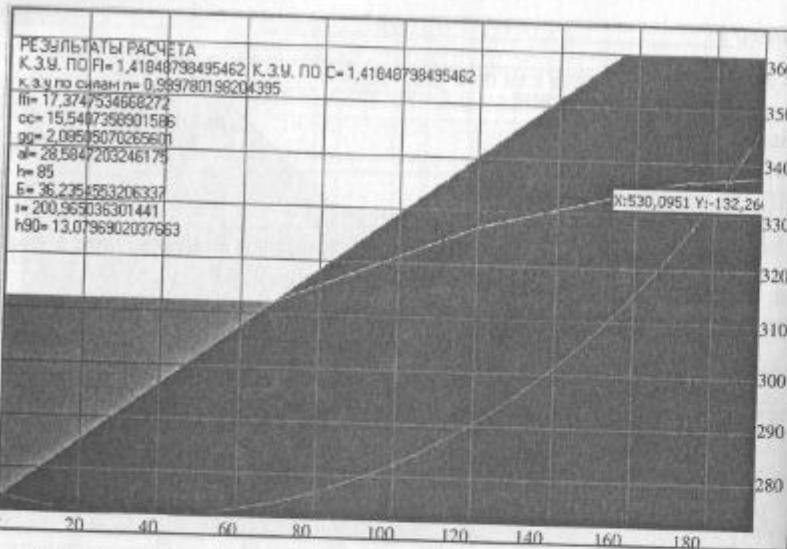


Рис. 12.13. Расчет устойчивости однородного подтопленного откоса (пример 10)

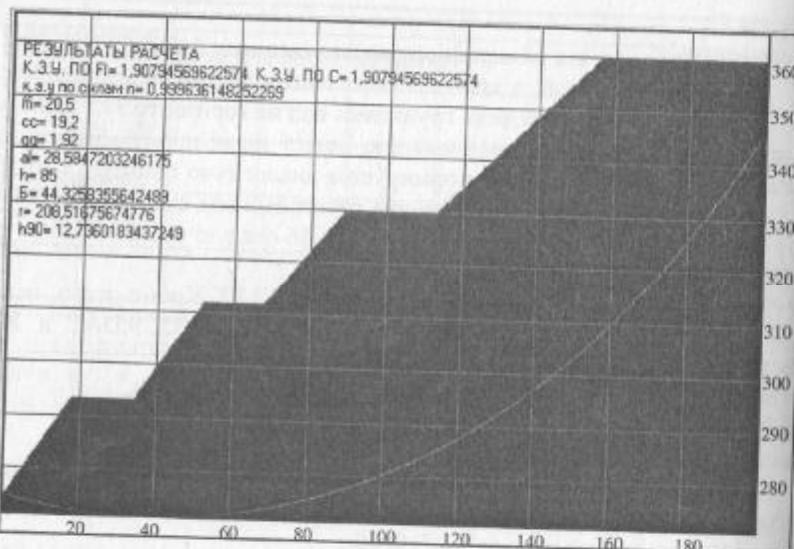


Рис. 12.14. Расчет устойчивости однородного необводненного борта (пример 11)

Пример 11

Расчет устойчивости однородного необводненного борта

Файл исходных данных формируется аналогично примеру 7. В данном случае NNNG = 0, поэтому следует удалить строки 15—20. Стока 3 примет вид: 9; в строке 86 следует удалить величины CW(I), FIW(I), GH(I). Тогда строка 86 примет вид:

86, 19,2, 20,5, 1,92, 2

Результаты расчетов приведены на рис. 12.14. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C11.DAT и XZ2-XP..35C_ПР_11 на диске SD.

Пример 12

Расчет устойчивости однородного необводненного откоса

Файл исходных данных формируется аналогично примеру 11, только NNN = 3. Отсутствуют строки 5—10.

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОДНОРОДНОГО НЕОБВОДНЕННОГО ОТКОСА

21,0
3
0,275,1
156,360,
213,360,
1
19,2,20,5,1,92

Результаты расчетов приведены на рис. 12.15. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C12.DAT и XZ2-XP..35C_ПР_12 на диске SD.

Пример 13

Расчет устойчивости откоса (борта) карьера, когда поверхность скольжения фиксированная

В этом случае все делается, как в вышеприведенных примерах, только вторая строка запишется: 100,7 и в последующих строках (3—7 для нашего случая) записываются координаты узловых точек поверхности скольжения и индекс интерполяции:

0,275,1
60,275,
80,285,2
110,290,
140,320,
160,340,
170,360

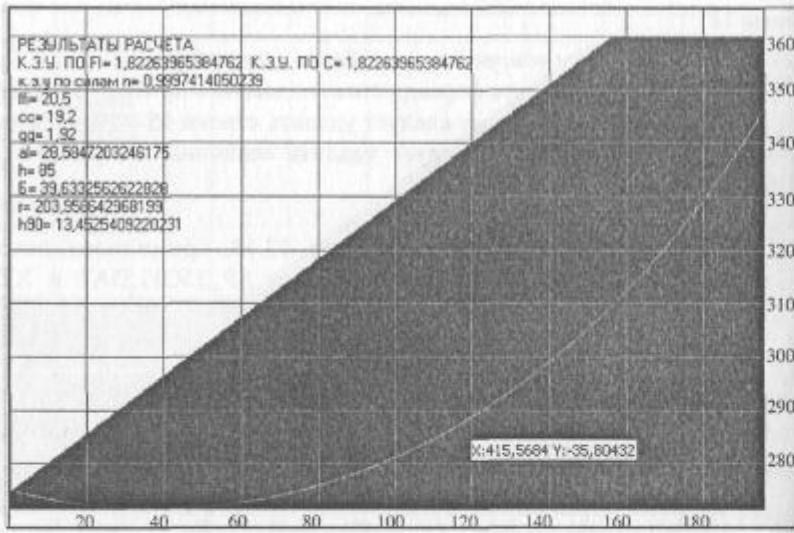


Рис. 12.15. Расчет устойчивости однородного необводненного откоса (пример 12)

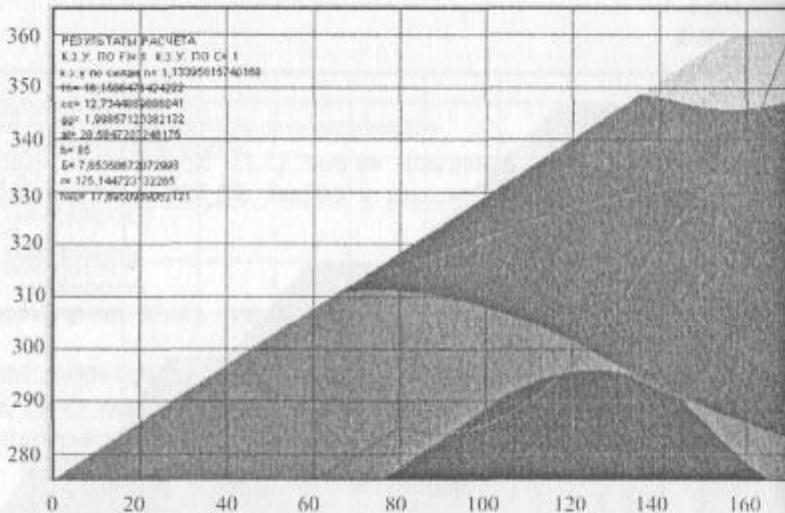


Рис. 12.16. Расчет устойчивости откоса (борта) карьера, когда поверхность скольжения фиксированная (пример 13)

Результаты расчетов приведены на рис. 12.16. Кроме этого, исходные и расчетные данные приведены в файлах SP_35C13.DAT и XZ2-XP..35C_ПР_13 на диске SD.

13. РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ НАГРУЖЕННЫХ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Анализ литературных источников и данных практики указывает на необходимость дальнейших исследований устойчивости нагруженных откосов и разработки аналитических способов расчета, позволяющих учесть внешнюю нагрузку различного характера распределения и протяженности.

Наличие аналитических зависимостей, характеризующих устойчивость нагруженных откосов, позволяет воспользоваться ПЭВМ, что дает возможность учесть в расчетах различные влияющие факторы, сократить время расчета, получить большое число данных для исследования и анализа, разработать упрощенные способы расчета.

13.1. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЧИСЛЕННО-АНАЛИТИЧЕСКОГО СПОСОБА РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ НАГРУЖЕННЫХ ОТКОСОВ

Геомеханическая модель — нагруженный откос. Расчет устойчивости нагруженных откосов необходим для учета действия статических и динамических нагрузок, создаваемых горнотранспортным оборудованием при его размещении на верхней площадке уступа или отвала, а также размещении отвалов вблизи верхней бровки карьера. Нами выделены пять расчетных схем нагруженных откосов (см. табл. 3.1, схемы VI.1—VI.5) [3, 58], наиболее часто встречающихся в практике и отражающих различный характер закона распределения внешней нагрузки.

Расчет устойчивости нагруженных откосов производится на предельное равновесие по наиболее напряженной поверхности. В качестве исходных данных, кроме расчетных характеристик слагающих откос пород, k , ρ , γ , используется ширина внешней нагрузки B и ее интенсивность q .

Предлагаемый численно-аналитический способ расчета устойчивости нагруженного откоса позволяет определить отстояние нагрузки любой протяженности и любого закона распределения от верхней бровки откоса при условии, когда ненагруженный откос обладает значительным коэффициентом запаса устойчивости для любой из схем табл. 3.1.

В основу численно-аналитического способа расчета устойчивости нагруженного откоса положено решение задачи на ПЭВМ методом последовательного приближения [58]. При этом коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение удерживающих и сдвигающих сил с использованием принципа суперпозиций, согласно которому сдвигающие и удерживающие силы в нагруженном откосе определяются суммированием соответственно сдвигающих и удерживающих сил от собственно-го отсека и внешней нагрузки.

Расчетная схема VI.1 (см. табл. 3.6). Для каждой из пяти схем внешней нагрузки в зависимости от физико-механических характеристик пород и горно-технических условий возможны три расчетных варианта:

вариант 1 — $\alpha > \mu$, при $A_i \leq \beta_i$; $A_i = \alpha - \mu$

вариант 2 — $\alpha > \mu$, при $A_1 > B_1$; $A_1 = \alpha - \mu$

вариант 3 — $\alpha \leq \mu$ при $A = \mu - \alpha$

Расчет начинается с построения поверхности скольжения, исходя из условия, что она может возникнуть в любой точке под нагрузкой. Рассмотрим 1-й вариант расчетной схемы VI.1 $\alpha > \mu$ и $A_1 \leq B_1$; $A_1 = \alpha - \mu$ (рис. 13.1).

Поверхность скольжения начинается с глубины H_{90} под углом наклона $(45^\circ + \rho/2)$, если внешняя нагрузка отсутствует, или при наличии внешней нагрузки с глубины H'_{90} (точка D_1) и определяется по формуле

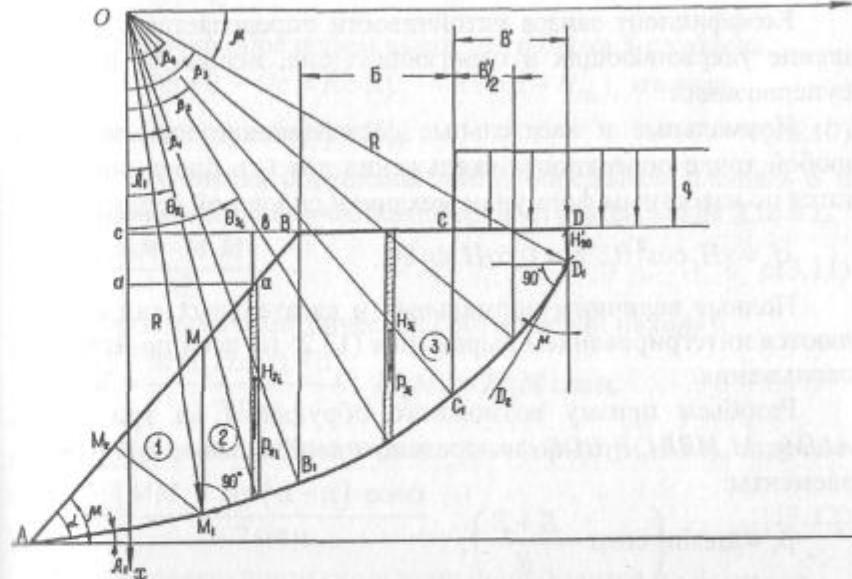


Рис. 13.1. Схема к расчету устойчивости нагруженных откосов при $\alpha > \mu$ и $A_1 < B_1$

$$H'_{90} = \left(\sigma_0 - \frac{Q}{B'} \right) / \gamma, \quad (13.1)$$

где $\sigma_0 = 2k \operatorname{ctg}(45^\circ - \rho/2)$; Q — внешняя нагрузка; B — ширина нагрузки; γ — плотность пород.

Далее, поверхность скольжения имеет вид главной кривой, проведенной радиусом R из точки O . Для получения центра окружности из точки D_1 проведем линию D_1D_2 под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2$ к вертикали и к этой линии восстанавливаем перпендикуляр в точке D_1 .

Дуга окружности ограничена справа линией OD_1 , а слева линией OM_1 , отклоненной от вертикали Ox на угол $A_1 = \alpha - \mu$ вправо при $\alpha > \mu$ либо влево на угол $A_1 = \mu - \alpha$ при $\alpha < \mu$. Из точки M_1 перпендикулярно радиусу OM_1 проводим линию M_1A , которая пересекает линию откоса под углом μ .

Коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение удерживающих и сдвигающих сил, используя принцип суперпозиций.

Нормальные и касательные составляющие напряжения в любой точке поверхности скольжения для i -го блока определяются по известным формулам механики сплошной среды:

$$\sigma_i = \gamma H_i \cos^2 \theta_i; \quad \tau_i = 0,5\gamma H_i \sin 2\theta_i. \quad (13.2)$$

Полные величины нормальных и касательных сил определяются интегрированием выражения (13.2) по всей поверхности скольжения.

Разобьем призму возможного обрушения на три отсека $AMM_1, M_1MBB_1, B_1BDD_1$ и определим необходимые для расчета элементы:

$$\beta_1 = \arcsin \left(\cos \mu - \frac{B+B}{R} \right), \quad (13.3)$$

$$\beta_2 = \arcsin \left(\cos \mu - \frac{B}{R} \right), \quad (13.4)$$

$$\beta_3 = 45^\circ + \rho/2, \quad (13.5)$$

$$\beta_4 = \arcsin \left(\cos \mu - \frac{B}{2R} \right), \quad (13.6)$$

$$A_i = \alpha - \mu. \quad (13.7)$$

Определяем высоту i -го блока 2-го отсека:

$$H_{2i} = R \cos \theta_i - O_c - cd = R \cos \theta_i - (R \sin \mu - H'_{90}) - ab_i; \quad (13.8)$$

$$\frac{ab_i}{b_i B} = \operatorname{tg} \alpha, \text{ отсюда } ab_i = b_i B \operatorname{tg} \alpha, \text{ в свою очередь}$$

$$b_i B = cB - cb_i = R \cos \mu - B - B - R \sin \theta_i, \text{ а}$$

$$ab_i = \operatorname{tg} \alpha (R \cos \mu - B - B - R \sin \theta_i).$$

Подставив последнее выражение в (13.8) и выполнив преобразования, получим

$$H_{2i} = \frac{R}{\cos \alpha} [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H'_{90} + \operatorname{tg} \alpha (B + B). \quad (13.9)$$

Аналогично определяем высоту i -го блока 3-го отсека :

$$H_{3i} = R \cos \theta_i - O_c = R \cos \theta_i - (R \sin \mu - H'_{90}), \text{ отсюда}$$

$$H_{3i} = R (\cos \theta_i - \sin \mu) + H'_{90}. \quad (13.10)$$

Для 1-го отсека обрушения AMM_1 определяем площадь S и длину прямолинейного участка поверхности скольжения $AM_1 = L$.

$$S = \frac{AM \cdot M_1 M_2}{2}. \quad (13.11)$$

Из простых геометрических соотношений находим

$$AM = \frac{MM_1 \cos(\alpha - \mu)}{\sin \mu}; \quad M_1 M_2 = M_1 M \cos \alpha.$$

Подставив найденные выражения в формулу (13.11), получим

$$S = \frac{(MM_1)^2 \cos(\alpha - \mu) \cdot \cos \alpha}{2 \sin \mu}. \quad (13.12)$$

Длина поверхности скольжения определится по формуле

$$L = \frac{MM_1 \cos \alpha}{\sin \mu}. \quad (13.13)$$

Отрезок MM_1 вычисляется по формуле (13.9) при $\theta_i = A_i$, т.е.

$$MM_1 = \frac{R}{\cos \alpha} [\cos(\alpha - A_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H'_{90} + \operatorname{tg} \alpha (B + B). \quad (13.14)$$

Общая формула коэффициента запаса устойчивости для рассматриваемого случая запишется в виде

$$n = \frac{S \gamma \cos(\alpha - \mu) \cdot \operatorname{tg} \rho + kL + \gamma R \operatorname{tg} \rho \left(\int_{A_i}^{\beta_1} H_{2i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{A_i}^{\beta_1} H_{2i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{3i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right) + kR \int_{A_i}^{\beta_1} d\theta + R \operatorname{tg} \rho \int_{\beta_2}^{\beta_3} q \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \sigma_p H'_{90}}{\int_{\beta_1}^{\beta_3} H_{3i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + 0,5R \int_{\beta_2}^{\beta_3} q \sin 2\theta_i \cdot d\theta}, \quad (13.15)$$

где k , ρ , γ — соответственно сцепление, угол внутреннего трения и плотность пород массива; q — интенсивность внешней нагрузки; σ_r — напряжение разрыва.

Рассмотрим 2-й вариант расчетной схемы У1.1, когда $\alpha > \mu$ при $A_1 > \beta_1$; $A_1 = \alpha - \mu$.

Призму возможного обрушения разобьем на два отсека

$ABMM_1$ и M_1MDD_1 (рис. 13.1) [6]

Из геометрических соотношений легко определить площадь S и длину поверхности скольжения L 1-го отсека $ABMM_1$:

$$S = \frac{(BB_1)^2 \cos\alpha \cdot \cos(\alpha - \mu)}{2 \sin\mu}, \quad (13.16)$$

$$L = \frac{(BB_1)\cos\alpha}{\sin\mu} + B_1M_1, \quad (13.17)$$

$$\text{где } BB_1 = MM_1 + BM \cdot \operatorname{tg}(\alpha - \mu), \quad (13.18)$$

$$MM_1 = R(\cos A_i - \sin \mu) + H'_{\infty}, \quad (13.19)$$

$$BM = R(\sin A - \cos \mu) + B' + E. \quad (13.20)$$

Высота i -го блока 2-го отсека определится по формуле (13.10).

Коэффициент запаса устойчивости определяется по формуле

$$n = \frac{S\gamma \cos(\alpha - \mu) \operatorname{tg} \rho + kL + \gamma R \operatorname{tg} \rho \int_{A_1}^{\beta_1} H_{z_i} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + S\gamma \sin(\alpha - \mu) + \frac{1}{2} \gamma R \int_{A_1}^{\beta_1} H_{z_i} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + + R \operatorname{tg} \rho \int_{\beta_2}^{\beta_1} q \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + kR \int_{A_1}^{\beta_1} d\theta + \sigma_p H'_{90}}{+ \frac{1}{2} R \int_{\beta_2}^{\beta_1} q \sin 2\theta_i \cdot d\theta}. \quad (13.21)$$

Рассмотрим 3-й вариант расчетной схемы У1.1 при $\alpha < \mu$ (рис. 13.2).

Для случая, когда $\alpha < \mu$, призма возможного обрушения разбивается на четыре отсека: $AMM_1, M_1MKK_1, K_1KBB_1, B_1BDD_1$.

438

Определим высоту i -го блока 2-го отсека обрушения:

$$H_{2i} = R \cos \theta_i - OK - KK_2, \quad (13.22)$$

где $OK = Ob_1 + b_1 K = (R \sin \mu - H'_{90}) + (R \cos \mu - B - B) \operatorname{tg} \alpha$;

$$KK_2 = R \sin \theta_i \cdot \text{tgo}$$

Подставив полученные выражения в (13.22) и выполнив преобразования, получим

$$H_{2i} = \frac{R \cos(\theta_i + \alpha)}{\cos \alpha} - R \sin \mu + H'_{90} - R \cos \mu \cdot \operatorname{tg} \alpha + (B + B') \operatorname{tg} \alpha. \quad (13.23)$$

Высота элементарного блока 3-го и 4-го отсеков обрушения определяется аналогично высоте элементарного блока соответственно 2-го и 3-го отсеков в I схеме расчета:

$$H_{3i} = \frac{R}{\cos \alpha} [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H'_{90} + \operatorname{tg} \alpha (E + B); \quad (13.24)$$

$$H_{\perp i} = R(\cos \theta_i - \sin \mu) + H'_{\perp 0}. \quad (13.25)$$

Площадь 1-го отсека S и длина прямолинейного участка поверхности скольжения L определяется по следующим формулам:

$$S = \frac{(MM_1)^2 \cos \alpha \cdot \cos A_1}{2 \sin \mu}, \quad (13.26)$$

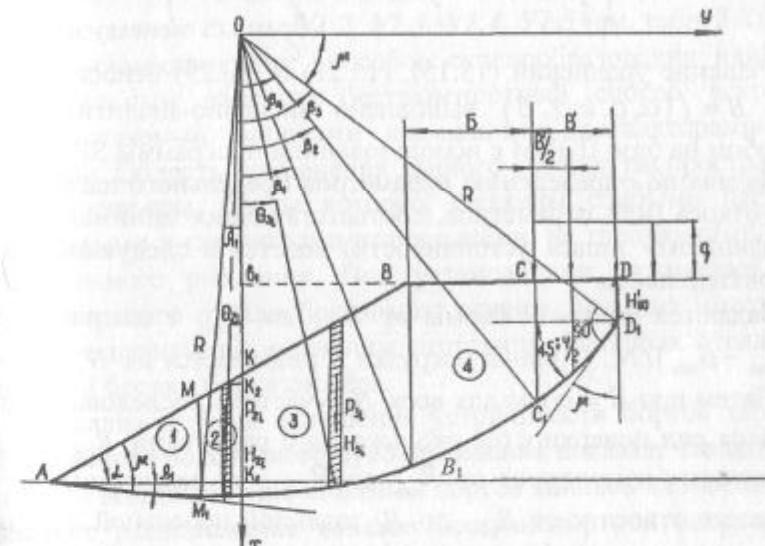


Рис. 13.2. Схема к расчету устойчивости нагруженных откосов при $\alpha < \mu$

$$L = \frac{MM_1 \cos \alpha}{\sin \mu}, \quad (13.27)$$

где MM_1 находится по формуле (13.23) при $\theta_i = A_i$.

$$\begin{aligned} MM_1 = & \frac{R}{\cos \alpha} \cos(A_i + \alpha) - R \sin \mu + H'_{90} - \\ & - R \cos \mu \cdot \operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \alpha (B + B). \end{aligned} \quad (13.28)$$

Коэффициент запаса устойчивости для рассматриваемого случая примет вид

$$n = \frac{S\gamma \cos(\mu - \alpha) \operatorname{tg} \rho + kL + \gamma R \operatorname{tg} \rho \left(\int_0^{A_i} H_{2i} Z d\theta + \int_0^{B_i} H_{3i} Z d\theta + \right.}{-S\gamma \sin(\mu - \alpha) + 0.5R \int_{B_1}^{B_2} q_i Z_i d\theta - \left. + \int_{B_1}^{B_3} H_{4i} Z d\theta \right) + kR \int_0^{A_i} d\theta + kR \int_0^{B_3} d\theta + R \operatorname{tg} \rho \int_{B_2}^{B_3} q_i Z d\theta + \sigma_p H'_{90}} - 0.5\gamma R \left(\int_0^{A_i} H_{2i} Z_i d\theta - \int_0^{B_1} H_{3i} Z_i d\theta - \int_{B_1}^{B_3} H_{4i} Z_i d\theta \right). \quad (13.29)$$

Решение уравнений (13.15), (13.21) и (13.29) относительно H и $B = f(\alpha, \rho, k, \gamma, B)$ выполнено численно-аналитическим способом на базе ПЭВМ с использованием программы SPSP51.

Задача по определению параметров предельного нагруженного откоса (или параметров, соответствующих минимальному коэффициенту запаса устойчивости) ведется в следующей последовательности.

Задаются шириной бермы от B_{\min} до B_{\max} с шагом $\Delta B = (B_{\max} - B_{\min})/N$. Ширина нагрузки B разбивается на N_i участков. Затем при $B = \text{const}$ для всех N_i участков последовательно строится ряд поверхностей скольжения с радиусами R_i , значения которых изменяются от R_{\min} до R_{\max} для неограниченного по высоте откоса и от R_{\min} до R_i заданной проектной высоты откоса с шагом $\Delta R = (R_{\max} - R_{\min})/N_2$.

Для каждой потенциальной поверхности скольжения вычисляется коэффициент запаса устойчивости по формулам (13.15), (13.21) и (13.29) и из всех его значений выбирается минимальное. Вычисляются элементы B_i , R_i , H_i , соответствующие n_{\min} , переходят на новый шаг по B и повторяют вычисления. В результате решения задачи на печать выдаются: исходные данные, график зависимости $B = f(n_{\min})$ с табличными их значениями; параметры предельного откоса α , H , B , R , H'_{90} (или с заданным коэффициентом запаса устойчивости), необходимые для построения поверхности скольжения. Численные примеры приведены ниже.

13.2. МЕТОДИКА РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ, НАГРУЖЕННЫХ ОТВАЛАМИ БЕСТРАНСПОРТНОЙ ВСКРЫШИ И ГОРНО-ТРАНСПОРТНЫМ ОБОРУДОВАНИЕМ

Расчетные схемы У1.2, У1.3, У1.4, У1.5 (см. табл. 3.6).

Из существующих способов отвалообразования наиболее рациональным является бестранспортный способ вскрыши, осуществляемый мощными шагающими экскаваторами-драглайнами. Область применения данного способа распространяется на карьеры, борты которых сложены слабыми песчано-глинистыми и глинистыми отложениями, не требующими предварительного рыхления. При установлении параметров бестранспортного отвалообразования важное значение имеет правильное назначение величины отстояния породных отвалов от верхней бровки борта карьера.

Анализ случаев нарушения устойчивости бортов карьеров Тургайского бокситового рудоуправления показал, что одной из причин возникновения оползней бортов явилось необоснованно близкое расположение отвалов бестранспортной вскрыши на верхней площадке бортов. Отвалы бестранспортной вскрыши

формируются из пород верхних вскрышных уступов экскаваторами-драглайнами ЭШ-15/90 и ЭШ-15/90А; вскрышные породы размещаются за контуром залежи на расстоянии до 15—20 м от верхней бровки борта карьеров.

Отсыпка пород ведется в одноярусные отвалы высотой до 30 м; при больших объемах вскрыши применяется двухъярусное отвалообразование, при котором высота отвалов достигает 50 м. Угол откоса отвалов при отсыпке составляет 37—40°, при естественном выполаживании уменьшается до 30°. Глубина отрабатываемых карьеров составляет 50—60 м, в будущем планируется разработка карьеров до глубин 80—100 м и более.

Разработка месторождения сопровождается нарушениями устойчивости бортов карьеров уже при глубинах 50—60 м. Как показал анализ [3], одной из причин оползней бортов явилась чрезмерная пригрузка бортов отвалами бестранспортной вскрыши.

Следует отметить, что ни один из известных способов расчета параметров устойчивых откосов не может быть применен для расчета откосов, нагруженных отвалами бестранспортной вскрыши.

Например, способ В.В. Соколовского [20] предусматривает вогнутый борт бесконечной высоты с нагрузкой, начинающейся непосредственно у верхней бровки откоса. Способ Г.Л. Фисенко [10] рассматривает в качестве внешней нагрузки горно-транспортное оборудование, т.е. нагрузку ограниченных размеров, и не может быть применен для расчета откосов, нагруженных отвалами, ширина которых соизмерима с глубиной карьера.

Чаще всего внешняя нагрузка рассматривается как штамп ограниченных размеров: поверхность скольжения в таком откосе начинается под краем площадки загрузки. При нагрузке же борта отвалами, ширина и высота которых соизмерима с глубиной карьера, поверхность скольжения может сформироваться в любой точке под нагрузкой, однако место ее нахождения неизвестно и не существует способа ее определения. Так, для условий ТБРу при глубине карьера около 60 м ширина призмы возможного обрушения, рассчитанная по общепринятой методике [8], равна 10—12 м, что составляет третью часть истинной ши-

рины призмы обрушения нагруженного откоса, наблюдаемой в натуре. Еще сложнее обстоит дело с расчетом бортов, нагруженных конусообразными отвалами.

Исходя из вышеизложенного, предлагается численно-аналитический способ расчета нагруженных откосов, преимущество которого заключается в том, что он позволяет избавиться от ошибок и неточности графических построений путем реализации решения на ПЭВМ и дает возможность учесть нагрузку любых размеров и любой формы (треугольной, прямоугольной, трапециевидной и т.д.). Рассмотрим треугольную нагрузку (см. табл. 3.6, схема VI.4), создаваемую конусообразными отвалами бестранспортной вскрыши, отсыпаемыми на верхней площадке борта карьера при проходке разрезных траншей и разработке неглубоких залежей (рис. 13.3).

Для определения составляющих σ и τ от действия внешней нагрузки для каждой точки поверхности скольжения, например, точки N , определяемой полярными координатами R, θ_i , необходимо знать Y_i и q_i (см. рис. 13.3).

Если поверхность скольжения начинается левее оси симметрии EE_1 , то

$$Y_i = B' - TD, \quad TD = R \cos \mu - R \sin \theta_i,$$

отсюда

$$Y_i = R \sin \theta_i - R \cos \mu + B'. \quad (13.30)$$

А нагрузка q_i может быть определена из соотношения

$$\frac{P}{q_i} = \frac{CE_1}{Y_i},$$

отсюда

$$q_i = \frac{PY_i}{CE_1}, \quad (13.31)$$

где CE_1 — длина треугольной нагрузки.

Если поверхность скольжения проходит справа от оси симметрии, то Y_i определяется по формуле (13.30), а нагрузка q_i — по формуле

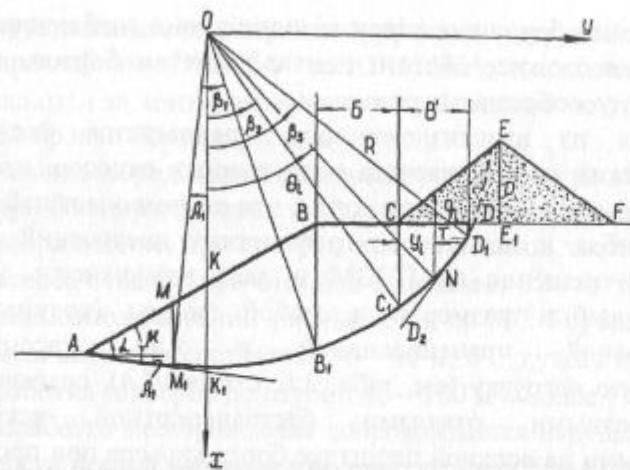


Рис. 13.3. Схема к расчету откосов, нагруженных треугольной нагрузкой

$$q_i = 2P - \frac{Y_i P}{CE_1}. \quad (13.32)$$

Удерживающие и сдвигающие силы от внешней нагрузки определяются соответственно по формулам:

$$T_{\text{уд}} = R \operatorname{tg} \mu \left[\int_{\beta_2}^{\beta_4} \frac{Y_i P \cos^2 \theta_i \cdot d\theta}{CE_1} + \int_{\beta_4}^{\beta_3} \left(2P - \frac{Y_i P}{CE_1} \right) \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right]; \quad (13.33)$$

$$T_{\text{сдв}} = \frac{R}{2} \left[\int_{\beta_2}^{\beta_4} \frac{Y_i P \sin 2\theta_i \cdot d\theta}{CE_1} + \int_{\beta_4}^{\beta_3} \left(2P - \frac{Y_i P}{CE_1} \right) \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right]. \quad (13.34)$$

Если $B < CE_1$, то второе слагаемое равно нулю и $\beta_4 = \beta_3$; если $B > CE_1$, то $\beta_4 = \arcsin \left(\cos \mu - \frac{B - CE_1}{R} \right)$.

Если при этих условиях заменить сдвигающие и удерживающие силы от равномерной нагрузки в формулах (13.15) и (13.21) или (13.29) выражениями (13.33) и (13.34), то для $B \leq CE_1$ получим расчетную схему VI.2, а при $B > CE_1$ — расчетную схему VI.3 (см. табл. 3.6).

Для случая нагрузки в виде трапеции (схема VI.5 табл. 3.6) удерживающие и сдвигающие силы определяются аналогично вышеизложенному и примут вид:

$$T_{\text{уд}} = R \operatorname{tg} \mu \left[\int_{\beta_2}^{\beta_4} \frac{Y_i P}{CE_1} \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_4}^{\beta_3} P \cos^2 \theta_i \cdot d\theta \right]; \quad (13.35)$$

$$T_{\text{сдв}} = \frac{R}{2} \left[\int_{\beta_2}^{\beta_4} \frac{Y_i P}{CE_1} \sin 2\theta_i \cdot d\theta + \int_{\beta_4}^{\beta_3} P \sin 2\theta_i \cdot d\theta \right]. \quad (13.36)$$

Если $B \leq CE_1$, то второе слагаемое равно нулю и $\beta_4 = \beta_3$.

$$\text{Иначе } \beta_4 = \arcsin \left(\cos \mu - \frac{B' - CE_1}{R} \right).$$

Коэффициент запаса устойчивости для любой поверхности скольжения, начинающейся под нагрузкой, определяется путем замены в формулах (13.15) и (13.21) или (13.29) (в зависимости от расчетной схемы удерживающих и сдвигающих сил от равномерной нагрузки) соответственно выражениями (13.33) и (13.34) — для треугольной нагрузки (расчетная схема VI.4, табл. 3.6), (13.35), (5.36) — для трапецидальной (расчетная схема VI.5 (табл. 3.6)).

Формулы (13.15), (13.21), (13.29) могут быть легко преобразованы для случая внешней нагрузки, распределенной на поверхности уступа или борта карьера, по любому другому закону, как это имеет место в случае размещения на борту карьера отвалов бестранспортной вскрыши, форма которых образуется из условия применяемого оборудования, устойчивости отвальных откосов и минимального числа перезскаваний.

Границы решения задачи при $B = \text{const}$ и $B = \text{const}$ определяются минимальным и максимальным радиусами кругло-цилиндрической поверхности скольжения, которые возможны для принятой схемы расчета:

$$R_{\min} = \frac{B + 0.5B'}{\cos \mu}; \quad R_{\max} = \frac{H_{90}}{\sin \mu}; \quad (13.37)$$

$$R_{\max} = \frac{H_{90} \cos \alpha + \sin \alpha (B + B')}{\sin(\alpha + \mu) - \cos \mu}. \quad (13.38)$$

Из двух результатов для R_{\min} , полученных по формулам (13.37), принимается максимальное значение.

Дальнейшее решение аналогично предыдущему.

Для решения любой из пяти схем У1.1—У1.5 табл. 3.8 достаточно ввести переменную EL , соответствующую выбранной схеме; программа SPSP51 автоматически решает нужную схему.

Предлагаемый численно-аналитический способ расчета устойчивости нагруженных откосов является универсальным, так как позволяет учесть внешнюю нагрузку любой протяженности и любого закона распределения. Способ позволяет определить отстояние нагрузки от верхней бровки откоса как при условии предельного состояния ненагруженного откоса, так и при условии, когда ненагруженный откос обладает значительным коэффициентом запаса устойчивости.

Благодаря применению ПЭВМ представляется возможность производить большое количество расчетов, используя которые можно более качественно и объективно выполнить анализ в отличии от анализов результатов, полученных вручную и зависящих от количества расчетных блоков, ошибок, допускаемых исследователем, неточности графических построений и т.д.

В предлагаемой методике применяется схема «расчлененного» отсека обрушения. Деление отсека обрушения на отдельные столбики и введение допущения относительно направления сил взаимодействия между блоками является способом определения эпюры распределения нормальных напряжений по поверхности скольжения, которая у К. Терцаги определяется по следующему закону:

$$\sigma_x = \gamma H \cos^2 \alpha, \quad (13.39)$$

а в общем случае неизвестна. Данная схема не учитывает взаимодействия между блоками и справедлива лишь для поверхности скольжения в виде плоскости. Дополнив схему К. Терцаги интегрированием по поверхности скольжения, мы освобождаемся от сил взаимодействия между блоками и тем самым приходим к монолитному отсеку обрушения. Следовательно, приняв допущение относительно эпюры распределения нормальных

напряжений при условии интегрирования по поверхности скольжения, в дальнейшем задача решается абсолютно точно в теоретическом отношении.

13.3. СПОСОБ И МЕТОДИКА РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ НАГРУЖЕННЫХ ОТКОСОВ ПРИ ВОЗМОЖНОСТИ ВЫПОРА ОСНОВАНИЯ

Дальнейший анализ и данные практики позволили выявить недостатки способа при его использовании в определенных горно-геологических условиях, заключающиеся в некотором завышении расчетного коэффициента запаса устойчивости нагруженного откоса. Последнее обусловлено заменой нижней части поверхности скольжения прямолинейным участком с целью обеспечения основного условия — выхода поверхности скольжения под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2$ к линии откоса. В свою очередь, данное условие вызвало допущение об обязательном выходе поверхности скольжения в откос, а при граничном ее положении — в нижнюю бровку откоса. Следовательно, по мере увеличения отстояния внешней нагрузки от верхней бровки откоса росла длина прямолинейного участка. Особенно четко это проявляется при значительной ширине внешней нагрузки, например, нагрузки от действия отвалов бестранспортной вскрыши, расположенных вблизи верхней бровки борта карьера.

Возможность заглубления поверхности скольжения ниже подошвы откоса не учитывалась, хотя при определенных параметрах откоса, физико-механических свойствах пород массива, виде и интенсивности нагрузки подобный случай является вполне реальным. Указанного недостатка можно избежать, если допустить условие выпирания основания откоса. При этом условии коэффициент запаса устойчивости несколько уменьшается, а параметры предельного нагруженного откоса приближаются к реальным.

Теоретической основой такого допущения служат работы В.В. Соколовского [20] и Г.Л. Фисенко [8, 10], в которых пока-

зано, что при наличии выпирания основания нагруженные плоские откосы могут быть рассчитаны подобно откосам выпуклого профиля.

Исходя из приведенных соображений, с учетом основных положений теории предельного равновесия, потенциальная поверхность скольжения в нагруженном плоском откосе при возможности выпирания основания имеет сложный вид $DD_1KMM_3A_2M_6M_5$, построение которой осуществляется в следующей последовательности (рис. 13.4).

Поверхность скольжения начинается от контура откоса и в верхней своей части наклонена к горизонтали под углом $\omega = 45^\circ + \rho/2$, если удельное давление нагрузки на 1 м^2 больше величины σ_0 , рассчитываемой по формуле [3]

$$\sigma_0 = 2k \operatorname{ctg}(45^\circ - \rho/2).$$

Если удельное давление от внешней нагрузки меньше σ_0 , то наклонный участок поверхности скольжения начинается после трещины отрыва DD_1 с глубины H_{90}' , определяемой по формуле (13.1).

Затем поверхность скольжения имеет вид плавной кривой и описывается дугами окружностей D_1M и M_1A_2 , проведенных радиусами R и R_2 соответственно, дугой логарифмической спирали A_2M_6 и прямолинейным участком M_6M_5 , выходящим в подошву откоса под углом μ . Дуга D_1M имеет радиус $R = R_{\max}$ и центр O_1 . Она начинается от точки D_1 под углом μ к вертикали и проводится до пересечения с линией AM , проведенной под углом δ , который определяется по формуле

$$\delta = \mu - \alpha + \frac{\alpha}{2} = \mu - \frac{\alpha}{2} \quad (13.40)$$

для случая $\alpha < \mu$

$$\text{или } \delta = \frac{\alpha}{2} - (\alpha - \mu) = \mu - \frac{\alpha}{2},$$

для случая $\alpha > \mu$, т.е. в обоих случаях $\delta = \mu - \frac{\alpha}{2}$.

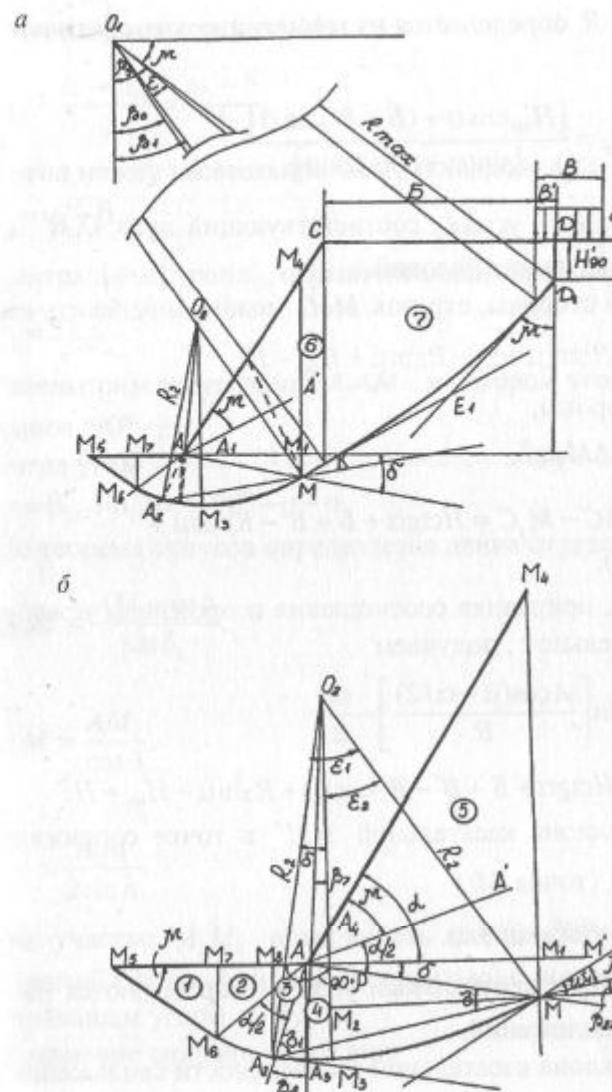


Рис. 13.4. Схемы к расчету устойчивости нагруженного откоса при возможности выпирания подошвы:
а — контур приоткосного массива пород с поверхностью скольжения; б — фрагмент расчетной схемы

Радиус R определяется из геометрических соотношений по формуле

$$R = R_{\max} = \frac{[H'_{90} \cos \alpha + (B + B') \sin \alpha]}{[\sin(\alpha + \mu) - \cos \mu]}. \quad (13.41)$$

Центральный угол ε , соответствующий дуге D_1M , определяется из следующих условий.

С одной стороны, отрезок MM_1 можно определить как

$$MM_1 = R \sin(\mu + \varepsilon) - R \sin \mu + H_{90} - H;$$

с другой стороны,

$$MM_1 = AM_1 \operatorname{tg} \delta,$$

$$\text{где } AM_1 = AC - M_1 C = H \operatorname{ctg} \alpha + B + B' - R \cos \mu + R \cos(\mu + \varepsilon). \quad (13.42)$$

Отсюда, приравняв соотношения и произведя преобразования относительно ε , получаем

$$\varepsilon = \arcsin \left[\frac{A \cos(\mu - \alpha/2)}{R} \right] - \frac{\alpha}{2}, \quad (13.43)$$

где $A = \operatorname{tg} \delta (H \operatorname{ctg} \alpha + B + B' - R \cdot \cos \mu) + R \sin \mu - H_{90} + H$.

Угол наклона касательной MM' в точке сопряжения дуг D_1M и MA_2 (точка M)

$$\omega_1 = \beta_0 = 90^\circ - (\mu + \varepsilon). \quad (13.44)$$

Радиус R_2 и центральный угол ε_1 определяются на основе следующих положений.

Угол наклона касательной к поверхности скольжения в точке A_2 равен ω_2 , который согласно работе [3] определяется как (см. рис. 13.4, б)

$$\omega_2 = \rho - \beta_s, \quad (13.45)$$

где $\beta_s = \omega - \alpha/2$, тогда

$$\omega_2 = \rho - \omega + \alpha/2. \quad (13.46)$$

Угол наклона хорды A_2M

$$\beta_{22} = \frac{\omega_1 + \omega_2}{2} = \frac{\omega_1 - \delta}{2}, \quad (13.47)$$

а угол между касательной MM_1 и хордой A_2M

$$\lambda = \omega_1 - \beta_{22}. \quad (13.48)$$

Центральный угол ε_1 , ограничивающий дугу A_2M ,

$$\varepsilon_1 = 2\lambda. \quad (13.49)$$

Рассмотрим треугольник A_2AM , в котором угол при вершине A равен $(90^\circ - \rho)$.

Тогда углы

$$\sigma = \beta_{22} + \delta_1, \quad \sigma_1 = 90^\circ - \rho - \sigma. \quad (13.50)$$

По теореме синусов определяется длина отрезка A_2M :

$$A_2M = \frac{AM \cdot \cos \rho}{\sin \delta_1}, \quad (13.51)$$

где

$$AM = \frac{AM_1}{\cos \delta}, \quad (13.52)$$

тогда

$$R_2 = \frac{A_2M}{2 \sin \lambda}. \quad (13.53)$$

На участке A_2M_6 поверхность скольжения описывается экспонентой (логарифмической спиралью) с полюсом в точке A и центральным углом $\alpha/2$.

Уравнение спирали имеет вид:

$$r_n = r_0 e^{\theta \operatorname{tg} \rho}. \quad (13.54)$$

Начальный вектор r_0 определяется из условия, что при $\theta = \beta_s$ он равен отрезку AA_2 (см. рис. 13.4):

$$AA_2 = \frac{AM \sin \sigma}{\sin \sigma_1}. \quad (13.55)$$

Это уравнение можно записать в виде

$AA_2 = r_0 e^{\beta_8 \operatorname{tg} \rho}$, в результате имеем

$$r_n = AA_2 e^{(\theta_i - \beta_8) \operatorname{tg} \rho}. \quad (13.56)$$

Участок M_6M_5 представлен прямой, проведенной из точки M_6 под углом μ к дневной поверхности. Положение точки M_6 определяется с помощью отрезка AM_6 , проведенного из точки A под углом μ к горизонту. Значение отрезка AM_6 равно r_n при $\theta = \omega$. Отрезок $M_5M_6 = AM_6$.

Величина отстояния внешней нагрузки от верхней бровки откоса B и ширина внешней нагрузки в пределах призмы возможного обрушения B' при заданных проектных высоте H и угле откоса α устанавливаются при условии предельного равновесия по наиболее напряженной поверхности скольжения. Исходными данными, кроме угла откоса α и проектной высоты H , являются ширина внешней нагрузки B , ее интенсивность q , а также расчетные физико-механические характеристики слагающих откос пород k , ρ , γ .

Решение задачи ведется по алгоритму программы SPSP51, описанной в предыдущем разделе. Для составления общего уравнения для $n = f(H, B, B', k, \rho, \gamma, q)$ вся призма разбивается на семь отсеков (см. рис. 13.4), а затем рассматриваются сдвигающие Y_m и удерживающие Y_n силы, действующие на каждый отсек.

Отсек 1 — $M_5M_7M_6$:

$$y_1 = S_1 \cos \mu \cdot \operatorname{tg} \gamma + K \cdot AM_6; \quad (13.57)$$

$$y'_1 = -S_1 \gamma \sin \mu;$$

$$\text{где } S_1 = AM_6^2 \sin 2\mu / 4; \quad AM_6 = \frac{AA_2 e^{\theta_i \operatorname{tg} \rho}}{e^{\beta_8 \operatorname{tg} \rho}}.$$

Отрезок AA_2 определяется по формуле (13.55), а угол β_8 — по формуле (13.45).

Отсек 2 — $M_6M_7M_8A_2$:

$$y_2 = \frac{\gamma r_0^2 \operatorname{tg} \rho}{\cos \rho} \int_{\beta_8}^{\omega} e^{2\theta_i \operatorname{tg} \rho} \cdot \cos \theta_i \cdot \cos^2(\rho - \theta_i) \cdot d\theta + \\ + \frac{K \sqrt{(1 + \operatorname{tg}^2 \rho)(AM_6 - AA_2)}}{\operatorname{tg} \rho},$$

$$y'_2 = \frac{-0,5 \gamma r_0^2}{\cos \rho} \int_{\beta_8}^{\omega} e^{2\theta_i \operatorname{tg} \rho} \cos \theta_i \cdot \sin[2(\rho - \theta_i)] \cdot d\theta.$$

Отсек 3 — $A_2M_8AA_3$:

$$y_3 = \gamma R_2 \operatorname{tg} \rho \int_{\beta_7}^{\delta} H_3 \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + KR_2(\delta - \beta_7); \quad (13.59)$$

$$y'_3 = -0,5 \gamma R_2 \int_{\beta_7}^{\delta} H_3 \sin 2\theta_i \cdot d\theta,$$

где $H_3 = R_2 \cos \theta_i - O_2 A_1$; $O_2 A_1 = R_2 \cos \varepsilon_2 - MM_1$;

$$\varepsilon_2 = \varepsilon_1 - \delta; \quad \beta_7 = \arcsin \left\{ \frac{[AM_1 - R_2 \sin(\varepsilon_1 - \delta)]}{R_2} \right\};$$

$$MM_1 = R \sin(\mu + \varepsilon) - R \sin \mu + H'_{90} - H.$$

Отсек 4 — $A_3AA_4M_3$:

$$y_4 = \gamma R_2 \operatorname{tg} \rho \int_0^{\beta_7} H_4 \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + KR_2 \beta_7; \quad (13.60)$$

$$y'_4 = -0,5 \gamma R_2 \int_0^{\beta_7} H_4 \sin 2\theta_i \cdot d\theta,$$

где $H_4 = R_2 \cos \theta_i - O_2 A_2 + (AA_1 - R_2 \sin \theta_i) \operatorname{tg} \alpha$.

Отсек 5 — $M_3A_4M_4M$:

$$y_5 = \gamma R_2 \operatorname{tg} \rho \int_0^{\varepsilon_2} H_5 \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + KR_2 \varepsilon_2; \quad (13.61)$$

$$y'_5 = 0,5\gamma R_2 \int_0^{\epsilon_2} H_5 \sin 2\theta \cdot d\theta,$$

где $H_5 = R_2 \cos \theta_i - O_2 A_i + (R_2 \sin \theta_i + A A_i) \operatorname{tg} \alpha$.

Отсек 6 — MM_4CK :

$$y_6 = \gamma R \operatorname{tg} \rho \int_{\beta_0}^{\beta_1} H_6 \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + KR(\beta_1 - \beta_0); \quad (13.62)$$

$$y'_6 = 0,5\gamma R \int_{\beta_0}^{\beta_1} H_6 \sin 2\theta \cdot d\theta,$$

где β_0 определяется по формуле (13.44), а β_1 и H_6 вычисляются по формулам:

$$\beta_1 = \arcsin \left[\frac{\cos \mu - (B + B')}{R} \right]; \quad H_6 = R \frac{[\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)]}{\cos \alpha + H'_{90} + \operatorname{tg} \alpha (B + B')}.$$

При этом следует соблюдать условие:

если $M_1 C$ меньше $B + B'$, то шестой отсек отсутствует.

Отсек 7 — $KCDD_1$:

$$y_7 = \gamma R \operatorname{tg} \rho \int_{\beta_1}^{\omega} H_7 \cos^2 \theta_i \cdot d\theta + KR(\omega - \beta_1); \quad (13.63)$$

$$y'_7 = 0,5\gamma R \int_{\beta_1}^{\omega} H_7 \sin 2\theta_i \cdot d\theta,$$

где $H_7 = R(\cos \theta_i - \sin \mu) + H'_{90}$.

Сдвигающие и удерживающие силы от действия внешней нагрузки определяются по методике, изложенной в работе [3], в которой рассматриваются 5 расчетных схем нагруженных откосов.

Если обозначить сдвигающие и удерживающие силы от действия внешней нагрузки через N_n и T_n соответственно, то общая формула по определению коэффициента устойчивости примет вид:

$$n = \frac{y_1 + y_2 + y_3 + y_4 + y_5 + y_6 + y_7 + H_{90} \sigma_p + T_n}{y'_1 + y'_2 + y'_3 + y'_4 + y'_5 + y'_6 + y'_7 + N_n}. \quad (13.64)$$

Решение уравнения (13.74) относительно B и B' для предельного состояния ($n = 1$) выполнено численным способом на ПЭВМ с использованием метода последовательных приближений, реализовано в новой модификации программы SPSP51, SPSP53. Как показал анализ сравнительных расчетов по первой и по последней модификациям программы SPSP53, предпочтение следует отдать последней, потому что в случае учета выполнения величины коэффициента запаса устойчивости n оказывается меньшей. В случае увеличения длины нагрузки интенсивностью q в результате возрастания длины прямолинейного участка коэффициент запаса устойчивости откоса, рассчитанный по прежней модификации программы SPSP51, оказывается завышенным на 10 % и более.

Рассмотрим примеры расчета по предложенной методике.

13.4. ИНСТРУКЦИЯ ПОЛЬЗОВАНИЯ ПРОГРАММОЙ SPSP53

В начале работы с программой создается файл исходных данных SPSP53.DAT

1. Информация
2. B10, B11, B, A10, A11, A12, HP, EL, C, F, G, p, A5
3. j1, j2

где Р — максимальное значение нагрузки; В — участок, находящийся под внешней нагрузкой; А5 — отрезок, соответствующий зоне нагрузки В либо В/2 (см. табл. 2.1); EL — программируемая переменная, численное значение которой выбирается в зависимости от решаемой схемы (см. табл. 2.1); J1 — количество отрезков, на которых рассматривается отстояние нагрузки от откоса; рекомендуется принимать J1 = 20, т.е. (B11 - B10)/20; J2 — количество отрезков под нагрузкой, где может формироваться потенциальная поверхность скольжения; рекомендуется принимать J2 = 6 + 12, а шаг по нагрузке В/J2.

Остальные обозначения переменных аналогичны обозначениям в предыдущих программах.

Пример 1

Определить параметры предельного откоса отвала, нагруженного экскаватором ЭШ – 15/90, при динамическом воздействии его на откос. Исходные данные для расчета: высота отвала $H = 20$ м, угол откоса $\alpha = 37^\circ$; физико-механические характеристики пород массива: $k = 0,034$ МПа; $\rho = 12^\circ$; $\gamma = 1,54 \cdot 10^3$ кг/м³, технические данные экскаватора ЭШ – 15/90 (согласно техническому паспорту) — $P = 1,4 \cdot 10^3$ кг, приведенная ширина опорной части $B = 12,4$ м.

Определяем максимальную удельную нагрузку:

$$P_{\text{дин}} = P_{\text{ср}} \cdot 3 = 3 \frac{P}{S} = \frac{3P}{B^2} = \frac{3 \cdot 1,4 \cdot 10^6 \text{ кг}}{153,76 \text{ м}^2} = 0,273 \text{ МПа}.$$

Длина опорной части экскаватора при динамической нагрузке согласно исследованиям составляет $B = 6$ м.

Для случая динамической нагрузки выбираем схему 3 (см. табл. 3.8), т.е. $EL = 3$.

Файл с исходными данными (S53OS_1.dat) записывается:
ДИНАМИЧЕСКАЯ НАГРУЗКА ОТ ЭКСКАВАТОРА ЭШ-15/90
0,22,13,0,37,0,37,0,2,20,3,3,4,12,0,1,54,27,3,13,0
10,12

Результаты решения выглядят следующим образом:

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPSP53
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ НАГРУЖЕННЫХ
ОТКОСОВ С ВЫПОРОМ
АВТОР РАЗРАБОТКИ И ПРОГРАММЫ: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
ДИНАМИЧЕСКАЯ НАГРУЗКА ОТ ЭКСКАВАТОРА ЭШ-15/90
 $B10 = 0.0$ $B11 = 22.0$ $b = 13.0$
 $A10 = 37.0$ $A11 = 37.0$ $A12 = 2.0$
 $HP = 20.0$ $EL = 3.0$ $P = 27.3$ $A5 = 13.0$
 $C = 3.40$ $F = 12.00$ $G = 1.54$
 $j1 = 10.0$ $j2 = 12.0$
 $n = 0.945$ $B = 2.2$ $H = 20.0$ $R = 51.1$ $B1 = 13.0$
 $n = 0.945$ $B = 4.4$ $H = 20.0$ $R = 50.2$ $B1 = 5.5$
 $n = 0.955$ $B = 13.6$ $H = 20.0$ $R = 513.6$ $B1 = 5.5$
 $n = 0.968$ $B = 8.8$ $H = 20.0$ $R = 55.1$ $B1 = 5.0$
 $n = 0.978$ $B = 11.0$ $H = 20.0$ $R = 61.4$ $B1 = 5.0$
 $n = 0.995$ $B = 13.2$ $H = 20.0$ $R = 67.4$ $B1 = 5.0$

$$n = 1.012 \quad B = 15.4 \quad H = 20.0 \quad R = 65.5 \quad B1 = 4.5$$

$$n = 1.027 \quad B = 17.6 \quad H = 20.0 \quad R = 71.5 \quad B1 = 4.5$$

$$n = 1.045 \quad B = 19.8 \quad H = 20.0 \quad R = 77.2 \quad B1 = 4.5$$

$$n = 1.065 \quad B = 22.0 \quad H = 20.0 \quad R = 78.8 \quad B1 = 4.0$$

ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА ПОД НАГРУЗКОЙ

ПРЕДЕЛЬНЫЙ УГОЛ ОТКОСА $A = 37.0$

БЕРМА $B = 13.9$

ЗОНА ПОД НАГРУЗКОЙ $B1 = 4.8$

РАДИУС КРИВОЙ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ $R = 613.8$

$H901 = 2.0$ $HR2 = 22.2$

$AA2 = 4.4$ $AM6 = 4.7$ $RO = 3.9$ $B8 = 32.5$ $AM = 39.0$

Построенные параметры предельного откоса, согласно разделу 13.2, приведены на рис. 13.5, а.

Таким образом, при заданных параметрах минимальное отстояние экскаватора ЭШ-15/90 от верхней бровки откоса отвала должно быть не менее $B \geq 13.9$ м.

Пример 2

Определить параметры предельного уступа, нагруженного экскаватором ЭШ-15/90 при статическом воздействии его на откос. Исходные данные для расчета: высота откоса уступа $H = 30$ м, угол откоса $\alpha = 60^\circ$; физико-механические характеристики пород массива: $k = 0,085$ МПа; $\rho = 13,5^\circ$; $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³.

Максимальная удельная нагрузка

$$P_{\text{ср}} = \frac{P}{S} = \frac{P}{B^2} = \frac{1,4 \cdot 10^6 \text{ кг}}{153,76 \text{ м}^2} = 0,091 \text{ МПа}.$$

Для случая статической нагрузки выбирается схема 1 (см. табл. 3.8), для которой $EL = 1$, $A5 = B/2$ м. Величина B задается в пределах от 0 до 30 м.

Файл с исходными данными (S53OS_2.dat) записывается:

СТАТИЧЕСКАЯ НАГРУЗКА ОТ ЭКСКАВАТОРА ЭШ-15/90
0,30,12,4,60,0,60,0,2,30,1,8,5,13,5,2,0,9,1,13,2
10,12

Результаты решения выглядят следующим образом:

РАБОТАЕТ ПРОГРАММА SPSP53
РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ НАГРУЖЕННЫХ
ОТКОСОВ С ВЫПОРОМ
АВТОР РАЗРАБОТКИ И ПРОГРАММЫ: ПРОФ. ШПАКОВ П.С.
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
СТАТИЧЕСКАЯ НАГРУЗКА ОТ ЭКСКАВАТОРА ЭШ-15/90
 $B10 = 0.0$ $B11 = 30.0$ $b = 12.4$

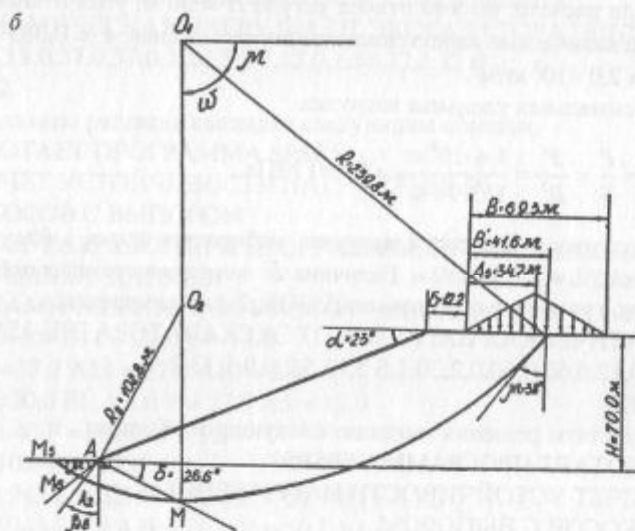
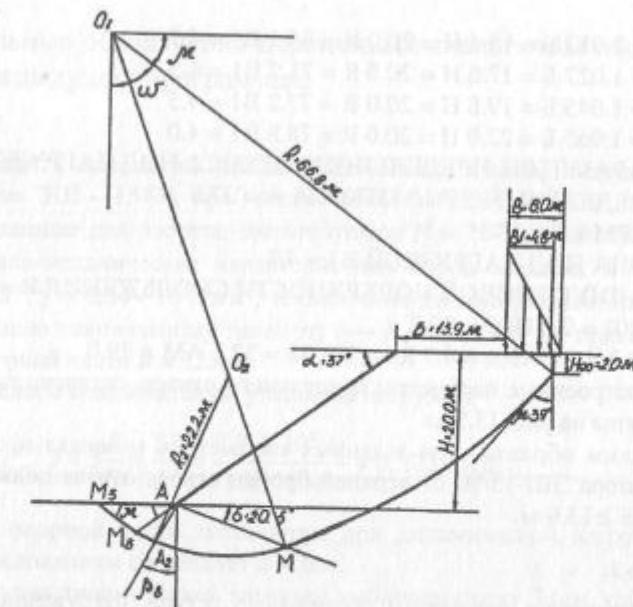


Рис. 13.5. К расчету параметров нагруженных откосов:
а — динамическая нагрузка от действия экскаватора ЭШ-15/90; б — нагрузка от действия конусообразного отвала

$A_{10} = 60.0$ $A_{11} = 60.0$ $A_{12} = 2.0$
 $HP = 30.0$ $EL = 1.0$ $P = 9.1$ $A_5 = 13.2$
 $C = 8.50$ $F = 13.50$ $G = 2.00$
 $j_1 = 10.0$ $j_2 = 12.0$
 $n = 0.940$ $B = 3.0$ $H = 30.0$ $R = 84.0$ $B_1 = 12.4$
 $n = 0.948$ $B = 13.0$ $H = 30.0$ $R = 913.4$ $B_1 = 12.4$
 $n = 0.963$ $B = 9.0$ $H = 30.0$ $R = 99.5$ $B_1 = 10.3$
 $n = 0.980$ $B = 12.0$ $H = 30.0$ $R = 102.4$ $B_1 = 8.3$
 $n = 0.998$ $B = 15.0$ $H = 30.0$ $R = 105.2$ $B_1 = 13.2$
 $n = 1.016$ $B = 18.0$ $H = 30.0$ $R = 108.1$ $B_1 = 4.1$
 $n = 1.035$ $B = 21.0$ $H = 30.0$ $R = 115.3$ $B_1 = 3.1$
 $n = 1.054$ $B = 24.0$ $H = 30.0$ $R = 118.1$ $B_1 = 1.0$
 $n = 1.078$ $B = 27.0$ $H = 30.0$ $R = 129.2$ $B_1 = 1.0$
 $n = 1.105$ $B = 30.0$ $H = 30.0$ $R = 140.2$ $B_1 = 1.0$
ПАРАМЕТРЫ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА ПОД НАГРУЗКОЙ
ПРЕДЕЛЬНЫЙ УГЛОН ОТКОСА А = 60.0
БЕРМА Б = 15.4
ЗОНА ПОД НАГРУЗКОЙ В1 = 5.9
РАДИУС КРИВОЙ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ R = 105.6
 $H901 = 13.2$ $HR2 = 17.4$
 $AA2 = 4.0$ $AM6 = 4.6$ $R0 = 3.7$ $B8 = 21.8$ $AM = 38.3$

Получили, что минимальное отстояние экскаватора ЭШ-15/90 от верхней бровки уступа должно быть менее $B = 15.4$ м.

Пример 3

Определить параметры откоса борта карьера, нагруженного отвалом конусообразной формы.

Исходные данные: высота борта карьера $H = 70$ м, угол наклона борта карьера исследовать при $\alpha = 23^\circ$ и $\alpha = 25^\circ$; физико-механические характеристики пород массива: $k = 0.064$ МПа; $\rho = 13,9^\circ$; $\gamma = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³, высота отвала 20 м, угол естественного откоса отвальных пород $\alpha_{\text{отв}} = 30^\circ$; $\gamma_{\text{отв}} = 2,0 \cdot 10^3$ кг/м³.

Сначала вычисляется величина максимальной удельной нагрузки и заложение откоса отвала A_5 :

$$P = \gamma H_{\text{отв}} = 0,4 \text{ МПа}; A_5 = H_{\text{отв}} \operatorname{ctg} \alpha_{\text{отв}} = 20 \operatorname{ctg} 30^\circ = 34,4 \text{ м}.$$

Общая протяженность нагрузки вкrest простириания откоса $B = 2A_5 = 69,3$ м

Задается величина B_{\max} , в пределах которой может находиться истинное B . Выбирается этот отрезок в пределах $B_{\min} = 0$, $B_{\max} = 40$ м. Для решения задачи выбирается схема 4 (см. табл. 3.8), для которой $EL = 4$.

Файл с исходными данными и таблица решения не приводятся.

В результате решения задачи на ПЭВМ получены величины допустимого отстояния отвала от верхней бровки карьера при различных углах наклона борта карьера:

1-й вариант — при $\alpha = 23^\circ$, $B = 12,2$ м (см. рис. 13.5, б)

2-й вариант — при $\alpha = 25^\circ$, $B = 31,3$ м.

Окончательный выбор элементов α , B делается из технико-экономического анализа путем сравнения затрат на дополнительную вскрышу (1-й вариант) и дополнительную перезскавацию пород (2-й вариант).

Пример 4

Для условий предыдущего примера определить ширину бермы при нагружении борта карьера отвалом трапециевидной формы. Согласно табл. 3.8 выбирается схема 5, т.е. $EL = 5$. Файл с исходными данными и таблица решения не приводятся.

В результате решения задачи на ПЭВМ получены величины допустимого отстояния отвала от верхней бровки борта карьера при различных углах его наклона: при $\alpha = 23^\circ$, $B = 13,4$ м; $\alpha = 25^\circ$, $B = 31,3$ м.

14. ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ — СКАЛЬНЫЕ МАССИВЫ

14.1. ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРНО- ТЕКТОНИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ (ТРЕЩИНОВАТОСТИ) ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ КАРЬЕРОВ

Трещиноватость является неотъемлемым свойством скальных и полускальных пород. Под трещиной понимается разрыв сплошности в горной породе, длина которой больше её ширины. Максимальный блок горных пород, оконтуренный трещинами, дает отдельность. Пространственная ориентировка трещины определяется азимутом и углом падения, а интенсивность — размерами структурных блоков.

Структурно-тектонические особенности горного массива, характеризующиеся дизъюнктивной и пликативной нарушенностью пород, степенью и характером их трещиноватости, слоистостью и сланцеватостью, являются одним из основных факторов, которые следует учитывать при решении проблемы обеспечения устойчивости карьерных откосов на открытых разработках.

Наличие в прибортовом массиве поверхностей ослабления в виде трещин отдельности большого протяжения, поверхностей сместителей тектонических нарушений, контактов слоистости пород резко ухудшает устойчивое состояние откосов. Это связано с тем, что при значительной прочности куска скальной породы сдвиговые характеристики трещиноватого массива всегда в несколько раз меньше, и еще ниже сопротивляемость сдвигу по поверхностям ослаблений. Поэтому управление устойчивостью карьерных откосов в трещиноватых массивах — задача, требующая своего решения в каждом конкретном случае. От ориентировки поверхностей ослабления в массиве относительно

поверхности откоса зависят положение и форма поверхностей скольжения, а следовательно, и выбор схемы расчёта.

Кроме того, данные о трещиноватости горного массива позволяют правильно решать вопросы о выборе параметров буровзрывных работ в приконтурной зоне при заоткоске стационарных уступов.

Методика изучения трещиноватости и тектонической нарушенности горного массива с точки зрения влияния их на устойчивость откосов уступов и бортов карьеров описана в трудах А.Е. Михайлова [101], А.Ж. Машанова [116], Н.Н. Куваева [102], И.И. Ермакова [103], М.В. Раца [104], В.Г. Зотеева [105], Р.П. Окатова и В.Н. Попова [106], С.Н. Чернышева [107], П.С. Шпакова [63] и других.

Существующие методы измерения трещиноватости горного массива, по мнению перечисленных специалистов, сводятся в основном к пяти группам: непосредственные измерения; изучение кернов геологоразведочных скважин; наблюдения за протеканием воды в горном массиве или сжатого воздуха по трещинам при проведении специальных исследований; геофизические методы; методы, использующие ультразвук. На открытых разработках при достаточно большой площади обнажений горных пород наиболее распространен метод непосредственных измерений элементов залегания трещин на замерных станциях с помощью компаса. При этом немаловажным является выполнение оптимального числа полевых замеров на станции. Этот вопрос рассматривается в работах Д.Н. Кима [110], В.Г. Зотеева [105], В.Н. Попова [111], Г.И. Чухлова и В.Н. Маслова [112]. Р.П. Окатов [106] обобщил данные исследования необходимого и достаточного количества замеров элементов залегания трещин и предложил определять оптимальный шаг замера.

Результаты массовых замеров трещиноватости горного массива обрабатываются с использованием круговых, прямоугольных диаграмм и стереографических сеток, по которым строят структурные разрезы и карты трещиноватости. Однако диаграммы сами по себе не позволяют оценить степень влияния тех или иных систем трещин на устойчивость откосов.

В.В. Белоусов [113] приводит геометрическую классификацию трещиноватости горных пород, в которой за основу берет линии скрещивания плоскостей трещины и напластования. В.Н. Попов, видоизменив классификацию В.В. Белоусова, разделяет все трещины по направлению простирания на продольные, диагональные и поперечные относительно направления простирания откосов уступов и бортов карьеров. Данная классификационная диаграмма наиболее приемлема для определения влияния трещиноватости пород и других поверхностей ослабления на устойчивость уступов и бортов карьеров.

При исследовании структурно-тектонических особенностей прибортового массива горных пород недостаточно ограничиваться определением элементов поверхностей ослаблений лишь в отдельно взятой точке, необходимо уделять должное внимание изучению характера и формы распространения поверхностей ослабления в массиве. Изучением поверхностей трещин (шероховатость, форма, конфигурация) занимался ряд исследователей [101, 104, 111, 114, 115 и др.], каждый из которых по-своему классифицировал трещины, при этом проводимые ими разделения поверхностей носят условный характер и не позволяют определить такие основные параметры, характеризующие их неровности, как глубина и длина изгибов. Наиболее приемлемую классификацию неровностей (шероховатостей) поверхностей ослабления предлагает Ф.К. Низаметдинов в работе [108].

Для горно-геометрического анализа структуры прибортовых массивов карьера производится съемка поверхностей ослабления горных пород. Существующие способы съемок различны.

М.В. Рац и С.Н. Чернышев [104] съемку поверхностей производят лишь горным компасом с соответствующими зарисовками.

А.Е. Михайлов [101] предлагает изучать поверхности трещин путем зарисовок и фотографирования, что в свою очередь позволит собрать важные данные об их происхождении.

А.П. Бадулин [114] для выявления поверхностей ослабления в горном массиве при малой обнаженности карьерного поля реко-

мендует использовать геофизические и инженерно-геологические методы исследования, если карьерное поле вскрыто достаточно — применять инструментальные способы съемок (горный компас, Т-образное приспособление, стереофотограмметрическая и фотограмметрическая съемки с использованием светодальномеров). Широкого применения предлагаемые им способы не получили ввиду громоздкости используемого оборудования и значительного объема полевых и камеральных работ.

Ф.К. Низаметдинов [108] съемку поверхностей ослабления горных пород рекомендует производить угломерным маркшейдерским инструментом с базиса длиной 5 м, разбитого перпендикулярно простиранию откоса. Установив в камеральных условиях высоту H_i и заложение X_i , съемочных точек, отстраивается профиль снимаемой поверхности ослабления и определяются ее элементы. Для съемки в полевых условиях неровностей поверхностей ослабления горного массива им предлагается применять специальный шаблон.

К.В. Руппенейт в работе [115] предлагает методику съемки шероховатости поверхностей изломов в лабораторных условиях. Методика обработки полученных результатов аналогична методике обработки результатов съемки шероховатости стенок металлических пластин.

А.И. Анашкин [109] для съемки геологического строения бортов карьера и определения параметров пликативных нарушений (ширины складки a , амплитуды складки f , коэффициента кривизны $K_r = f/a$) рекомендует применять стереофотограмметрический способ с использованием цветных фотопластин или спектроцональных пленок, что упрощает процесс дешифрирования (т.к. литологические разности пород изображаются в естественном цвете).

Методика изучения трещиноватости горных пород

Вследствие большого разнообразия вмещающих горных пород (осадочные, изверженные, метаморфические) и заключенных в них различных залежей полезных ископаемых не

представляется возможным рекомендовать единую методику изучения трещиноватости горного массива для всех месторождений. Методика должна учитывать условия и конкретную геологическую обстановку исследуемого района или отдельного месторождения, а также вопросы, для решения которых используются данные трещиноватости пород.

В комплекс изучения трещинной тектоники месторождения, разрабатываемого открытым способом, входят:

- полевые работы, состоящие из разбивки поверхности откоса уступа на замерные станции; замеров элементов залегания трещин и линейных элементов структурных блоков, образуемых трещинами; описания характера поверхности трещин, их раскрытия, заполнения, водоносности, следов скольжения по ним;
- составление и обработка точечных и других диаграмм на основе данных полевых измерений для выявления систем трещин;
- построение участковых стереограмм систем трещин с помощью стереографических сеток для выявления угловых соотношений между системами трещин;
- обработка данных трещиноватости методом математической статистики для выявления пространственной ориентировки основных систем трещин;
- составление карты трещиноватости и построение структурных разрезов по уступам и бортам карьера для выявления систем трещин, наиболее неблагоприятно ориентированных относительно карьерных откосов, трещины которых могут служить поверхностями скольжения.

Оценку влияния трещиноватости горных пород на прочностные свойства горных массивов и устойчивость откосов уступов и бортов карьеров можно считать предметной лишь тогда, когда создается возможность прогнозирования и учёта пространственной ориентировки трещин, интенсивности трещиноватости и сдвиговой прочности по поверхностям трещин.

Трещины, развитые в горных породах, можно классифицировать либо по условиям их образования, либо по ряду геомет-

рических признаков. В первом случае классификация называется *генетической*, во втором — *геометрической*.

Генетическая классификация трещиноватости горных пород

Большинство исследователей различают четыре вида трещин, соответствующих их генезису: *эндогенные, экзогенные, выветривания и давления*.

Эндогенные трещины в осадочных породах (первичные трещины) возникают преимущественно в стадии превращения осадков в горную породу (диагенез). Наиболее важным физическим изменением при диагенезе является потеря воды и уплотнение отложений путем уменьшения их влажности и пористости (происходит усыхание пород).

Эндогенные трещины образуют обычно две взаимно перпендикулярные, хорошо прослеживающиеся на больших участках, системы: основную, параллельную простиранию пластовой залежи, и торцевую, параллельную падению.

Основная трещиноватость эндогенного происхождения образуется в результате скальвания, торцевая — в результате отрыва. Основные трещины имеют гладкие поверхности, торцевые — шероховатые. Так как трещины этого вида располагаются почти перпендикулярно пласту, то они также получили название *прямоколюющих*. Протяженность первичных трещин нормально напластованию ограничивается контактами литологических разностей. Элементы залегания трещин хорошо выдерживаются при постоянных элементах залегания пластов. Изменение последних вызывает изменение элементов залегания первичных трещин. Таким образом, зная строение пластового месторождения, можно предсказывать ориентировку в пространстве трещин этой группы, а следовательно, и ориентировку трещин в деформирующемся массиве.

Экзогенные трещины (вторичные, тектонические) — результат более поздних воздействий тектонических сил на уже сформировавшийся массив горных пород, разбитый первичной

трещиноватостью. Трещины данного вида рассекают массив пород вкрест простирания слоёв на большие и разнообразные по форме блоки. Они не ограничены контактами литологических разностей пород и часто имеют зеркала скольжения. По отношению к пласту такие трещины большей частью располагаются косо, поэтому получили название *кососекущих*. Постоянство ориентировки тектонических трещин прослеживается от слоя к слою. Экзогенные трещины широко распространены на участках, нарушенных взбросами и сдвигами, и являются их определяющими разрывами. Зная элементы залегания крупных тектонических нарушений, можно с небольшой погрешностью предсказать ориентировку мелкой трещиноватости в массиве.

Разновидностью экзогенных трещин является *кливаж*, под которым понимается способность горных пород делиться по параллельным или почти параллельным поверхностям слоёв на тонкие пластинки. Это свойство пород в механическом смысле выражается как образование поверхностей скольжения, по которым частицы породы смешаются относительно друг друга в процессе пластической деформации.

Кливаж не нарушает сплошности пород, что отличает его от тектонических трещин, рассмотренных выше. Место образования кливажа соответствует последней стадии развития пластической деформации, характеризующейся потерей прочности пород перед разрывом.

Трещины выветривания образуются в результате длительного воздействия на поверхностные зоны земной коры (коры выветривания) атмосферных реагентов (холод, тепло, вода и др.). Кора выветривания может иметь мощность от нескольких метров до десятков метров. В результате выветривания появляется дополнительная сеть трещин, вызывающая распадение крупных породных блоков на отдельные мелкие куски. При этом полно используются все, вплоть до скрытых, трещины эндогенного и экзогенного происхождения.

Трещины давления обусловлены технологической деятельностью человека в недрах земной коры и вызваны нарушениями равновесного состояния массива в областях, где широко ведутся

горные работы. Эти трещины обычно являются трещинами отрыва. Поверхности их весьма неровны, извилисты, как правило, они не распространяются далеко в толщу и сосредоточены вблизи забоев. Они образуют систему параллельных трещин.

Геометрическая классификация трещиноватости горных пород

Для разрешения проблемы обеспечения устойчивости карьерных откосов в практике используется геометрическая классификация трещиноватости горных пород, согласно которой все выявленные трещины как поверхности ослабления независимо от их генезиса делятся на *продольные, диагональные и поперечные* (рис. 14.1) [24, 106].

Продольные трещины — это трещины, направление простириания которых отличается от направления простириания плоскости откоса не более чем на 20° . К *диагональным* относятся трещины, простириание которых отличается от направления простириания откоса в пределах 21° — 70° . Все остальные трещины — *поперечные*.

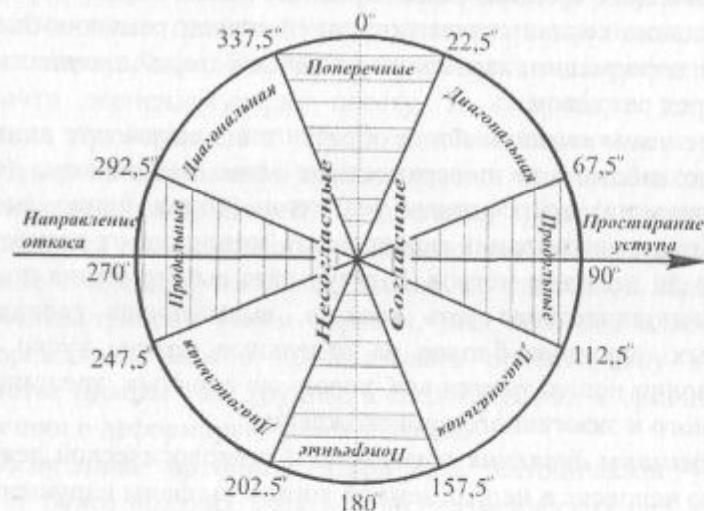


Рис. 14.1. Классификационная круговая диаграмма трещиноватости

Кроме того, трещины разделяются на *согласные и несогласные падающие* с откосом (рис. 14.1).

По углу падения трещины делятся на пологие, у которых угол падения не более 30° , наклонные — от 30° до 60° и крутые — от 60° до 90° .

Измерив азимут простириания откоса уступа какого-либо участка борта карьера непосредственно компасом или на плане горных работ и используя классификационную диаграмму, очень легко и быстро можно сориентировать любую трещину по её измеренному азимуту простириания относительно откоса. Соориентировав, таким образом, все выявленные на участке откоса трещины или их системы, предварительно можно сказать, какие из них являются наиболее опасными с точки зрения устойчивости откосов. Без сомнения, в первую очередь, к ним относятся продольные согласно падающие с откосом трещины. Поперечные же согласно падающие трещины могут не влиять на устойчивое состояние откоса. И тем более, все несогласно падающие с откосом трещины можно не принимать во внимание в расчётах устойчивости откосов.

Аналогичный предварительный анализ производится и при сопоставлении угла наклона откоса на каком-либо участке уступа с углами падения выявленных на этом участке трещин, чтобы оценить наиболее опасные из них.

Съемка трещиноватости горного массива

Методы измерения трещиноватости горных пород сводятся в основном к непосредственным измерениям в обнажениях на поверхности, на откосах в карьерах, по стенкам шурfov и горных выработок, наблюдениям по кернам геологических скважин. На открытых разработках при достаточно большой площади обнажений горных пород наиболее эффективен метод непосредственных измерений (массовых или по профильным линиям) с помощью горного компаса или других приборов [5, 6] (рис. 14.2).

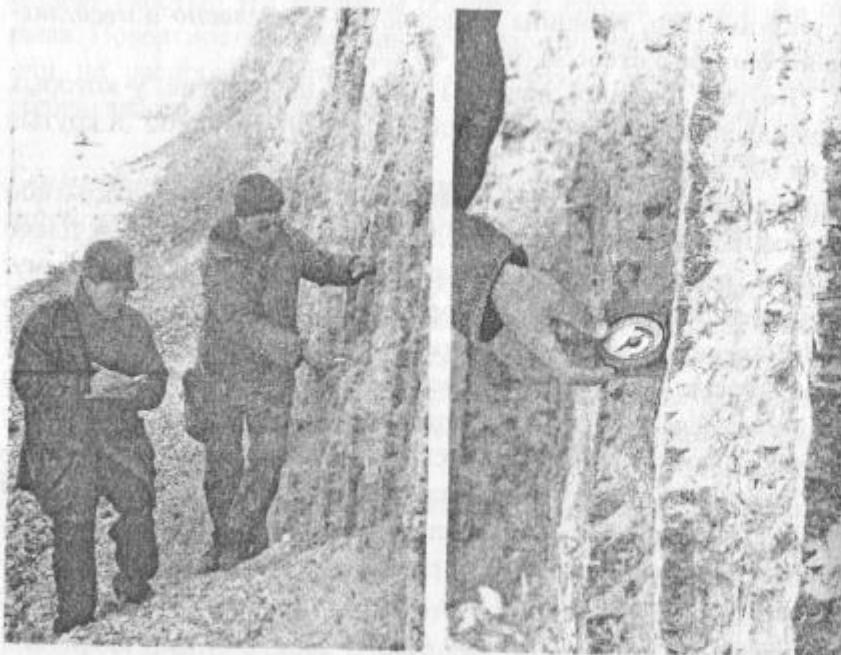


Рис. 14.2. Съемка трещиноватости горного массива на карьерах

Размеры структурных блоков (расстояния между трещинами) замерялись обычной рулеткой, углы падения трещин и азимуты их простирации измерялись горным компасом (рис. 14.2).

На железорудных карьерах с сильными магнитными полями для замеров могут быть использованы: солнечный компас [105], угломер, буссоль и гироскопический трещиномер [117,118]. Использование гироскопического компаса наиболее перспективно для замеров, особенно в присутствии магнитных масс. Погрешность определения этим прибором азимута и угла падения равна $\pm 1^\circ$. При изучении поверхностей ослаблений в недоступных для непосредственных измерений участках можно применять наземную стереофотограмметрическую съемку [119].

При производстве замеров элементов залегания поверхностей ослабления и размеров структурных блоков неизбежно возникает вопрос о необходимом и достаточном их количестве. Малое число замеров снижает надёжность и представительность

результатов, а завышение ведёт к увеличению объёма полевых работ без существенного увеличения точности результатов.

Густота точек замера обусловливается особенностями структурного строения месторождения. При наличии складок и разломов в условиях сложной тектоники системы трещин меняют свою пространственную ориентировку по отношению к простиранию откосов уступов. Участок уступа, ограниченный крупными дизъюнктивными или пликативными нарушениями и имеющий в структурном отношении примерно одинаковый характер, может быть отнесен к одной замерной станции.

Сущность методики заключается в следующем.

В полевых условиях на выбранных участках по откосам уступов в полосе шириной 1,5 м через 1 м по фронту замеряют признаки трещиноватости: азимут простирания, угол падения и линейные размеры блоков. В камеральных условиях обработка результатов наблюдений сводится к выявлению числа систем трещин по диаграммам трещиноватости.

Данные точечных замеров, характеризующих каждую выявленную систему, обрабатывают методами математической статистики.

Обработка замеров трещиноватости пород

При изучении трещиноватости накапливается большое количество измерений. Обработку и обобщение этих измерений производят с использованием круговых, прямоугольных диаграмм и стереограмм трещиноватости, на основании которых строят структурные разрезы и карты трещиноватости.

Трещиноватость в горном массиве всегда неблагоприятно сказывается на устойчивости откосов, но наиболее опасными являются те трещины или такие поверхности ослабления, которые могут служить поверхностями для сползания или обрушения пород при их подрезке горными работами. Систематизировать, обобщить данные полевых замеров, выделить наиболее ценный материал для решения поставленной задачи можно путем обработки данных, используя графоаналитические методы.

Результаты съемки трещиноватости можно обработать с использованием различных диаграмм и стереографических сеток. Круговые и прямоугольные диаграммы позволяют определить количество систем трещин как на замерной станции, так и по карьеру в целом, преобладание тех или иных систем трещин, их элементы залегания, стереографические сетки Вульфа, Каврайского и др. — угловые соотношения между различными трещинами, положение трещин по отношению к откосу. Пример различных видов диаграмм показан на рис. 14.3—14.5.

Однако известно, что круговые и прямоугольные диаграммы и стереограммы трещиноватости сами по себе не позволяют оценить степень влияния тех или иных систем трещин на устойчивость откосов, выделить наиболее опасные из них.

Приложением к классификационной круговой диаграмме (см. рис. 14.1) служит частотная диаграмма, изготовленная в виде секторного круга такого же диаметра. Все системы трещин, выделенные при обработке точечных диаграмм, группируются по азимутам простирания в выбранном интервале, например через 10° . Их частоты n_i проставляются в соответствующих интервальных секторах круга (рис. 14.7).

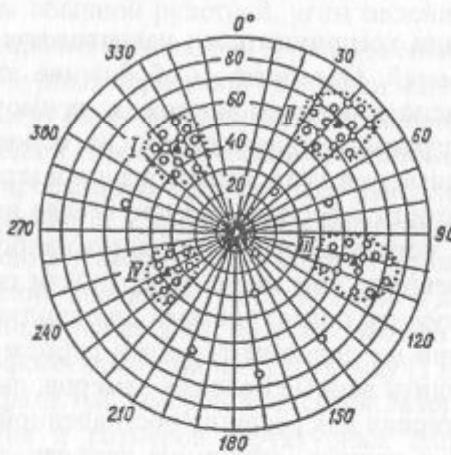


Рис. 14.3. Круговая диаграмма трещиноватости горных пород

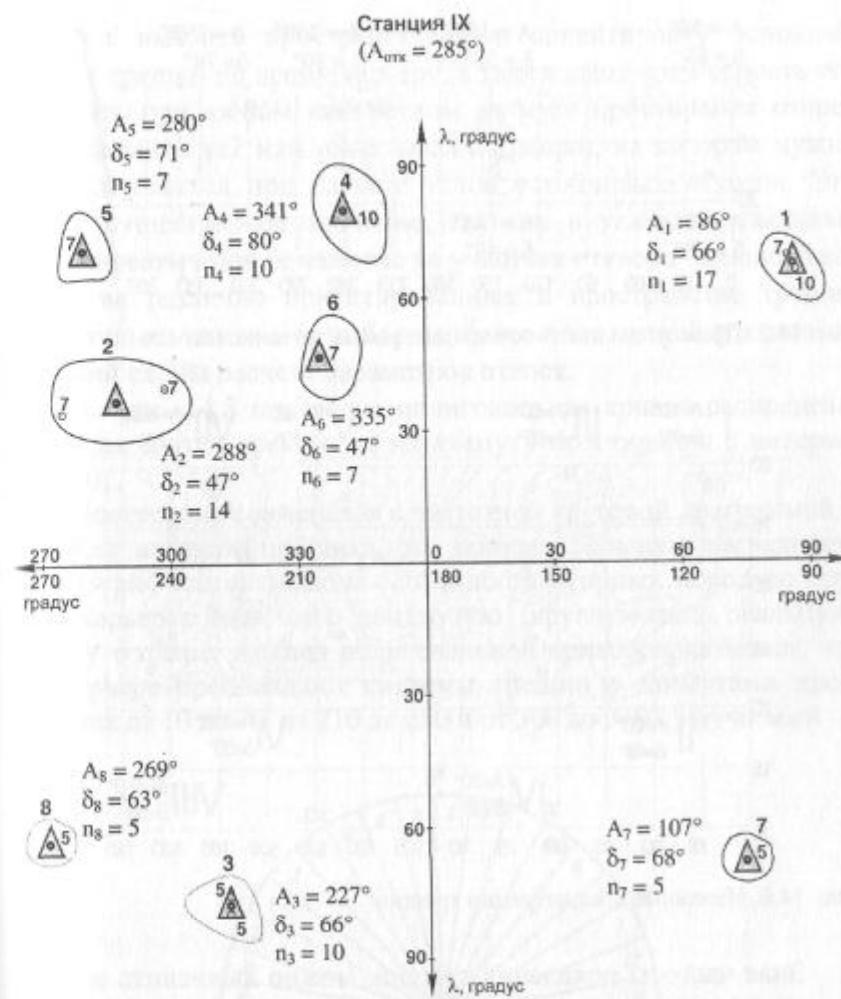


Рис. 14.4. Прямоугольная диаграмма

Наложив круговую диаграмму трещиноватости на частотную, совместив их центры, по принципу работы экспонометра подсчитывают частоты по отдельным видам трещин согласно принятой классификации, последовательно изменяя азимут простирания уступа через принятые интервалы.

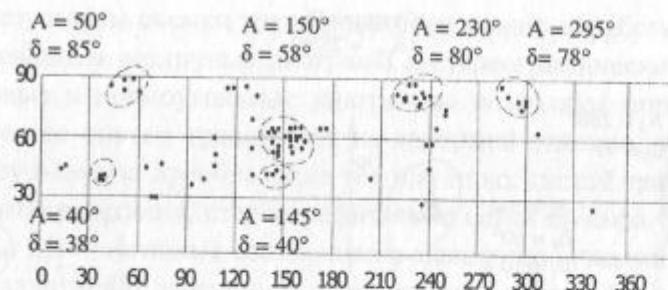


Рис. 14.5. Прямоугольная точечная диаграмма трещиноватости

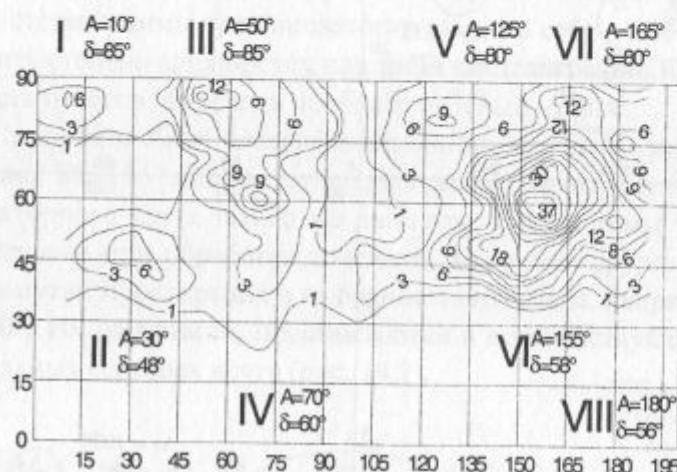


Рис. 14.6. Изолинии концентрации трещин

Зная частоты появления трещин, можно вычислить их частоту по формуле

$$m'_i = \frac{m_i}{N},$$

где m'_i — частота появления трещин в пределах заданного азимута простириания откоса уступа; N — общее количество трещин.

Затем строят полигональные кривые распределения продольных, диагональных и поперечных согласно и несогласно падающих с откосом систем трещин. Полученные кривые по-

зволяют выявить пространственную ориентировку основных систем трещин по всему карьеру, а также дают возможность определить при любом конкретном азимуте простириания откоса преобладание тех или иных систем трещин, на которые нужно ориентироваться при расчете углов устойчивых откосов. Это имеет существенное значение, так как в условиях скальных трещиноватых пород наличие на участках откосов большого количества различно ориентированных в пространстве трещин значительно усложняет выбор наиболее подходящей для данных условий схемы расчета параметров откоса.

На рис. 14.8 построена полигональная кривая распределения всех систем трещин по их азимуту простириания с интервалом 20° .

Построения совмещены с частотной круговой диаграммой.

Как показала практика, это придает большую наглядность структурно-тектоническим особенностям горных пород по бортам карьера, имеющего замкнутую (круглую или овальную) форму в плане. Анализ полигональной кривой показывает, что на карьере преобладают системы трещин с азимутами простириания от 10 до 70 , от 210 до 250 и от 300 до 340° . Изучаемый

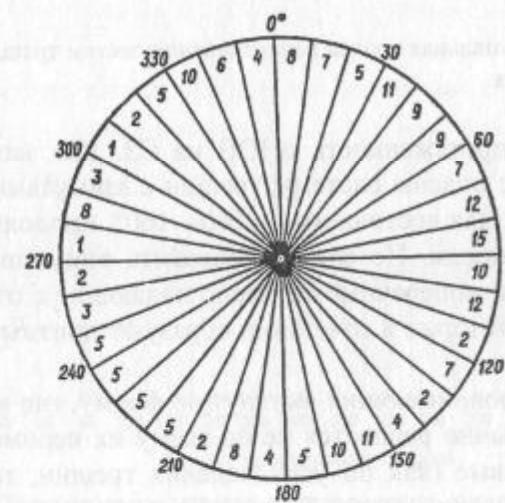


Рис. 14.7. Классификационная диаграмма трещиноватости пород

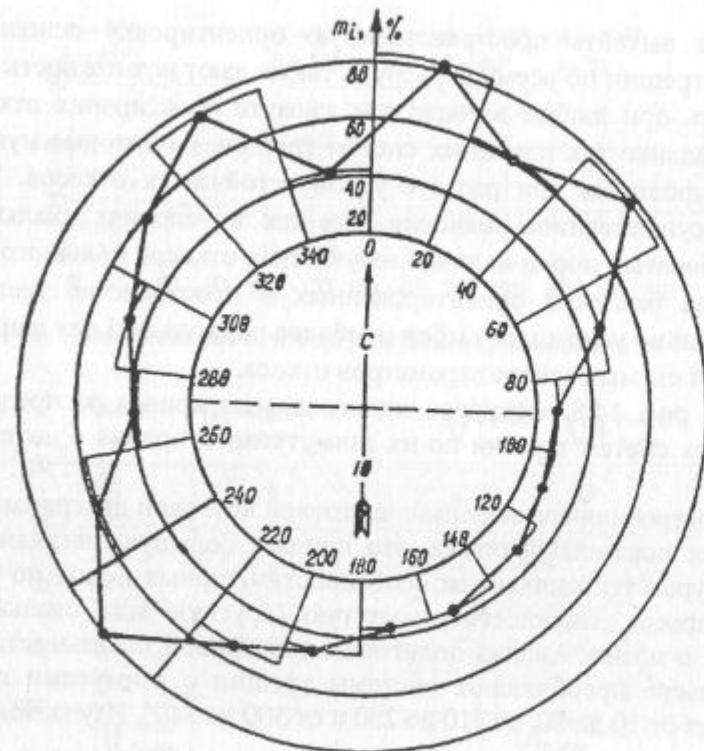


Рис. 14.8. Полигональная кривая распределения систем трещин по их азимуту простириания

карьер имеет протяженность с ЮВ на СЗ. Для западного его борта наиболее опасны системы трещин с азимутами простириания 300—340°, для восточного — 140—160°, продольные по отношению к откосам. Но следует обратить внимание также на диагональные и поперечные согласно падающие с откосом системы трещин, которые в сочетании образуют призмы возможного обрушения.

Для карьеров, имеющих вытянутую форму, где вопросы устойчивости обычно решаются не по всему их периметру, полигональные кривые (как по углу падения трещин, так и по их азимуту простириания) могут быть представлены в виде графика. Такие полигональные кривые приведены на рис. 14.9, 14.10.

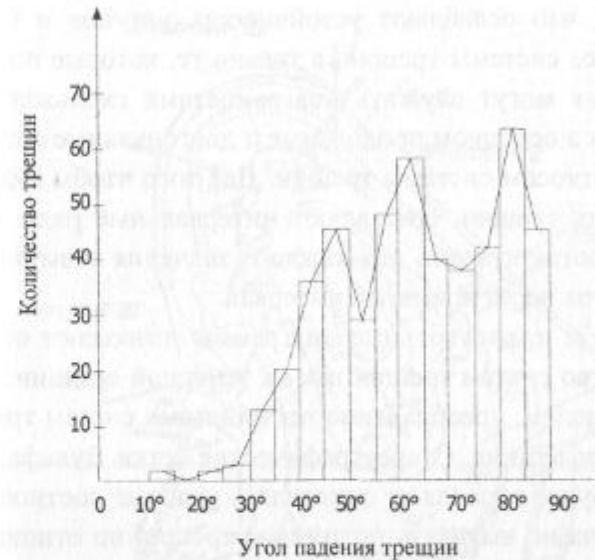


Рис. 14.9. Полигональная кривая распределения трещин по углу падения

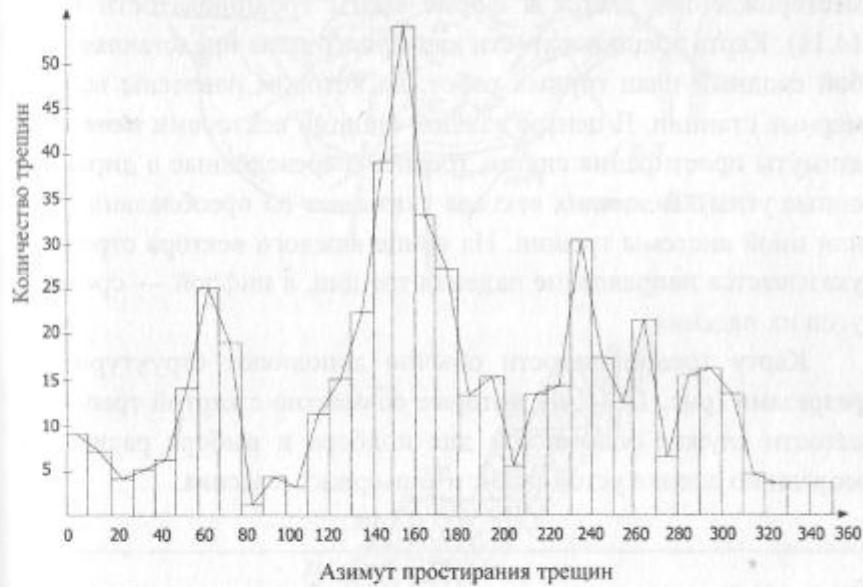


Рис. 14.10. Полигональная кривая распределения систем трещин по их азимуту простириания

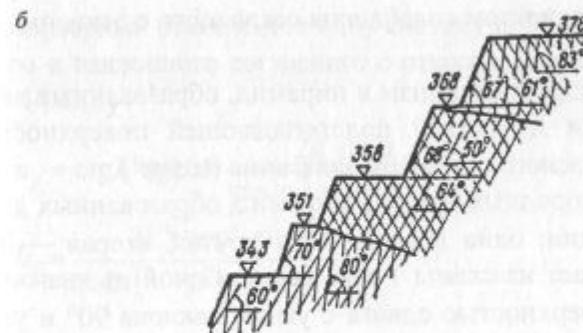
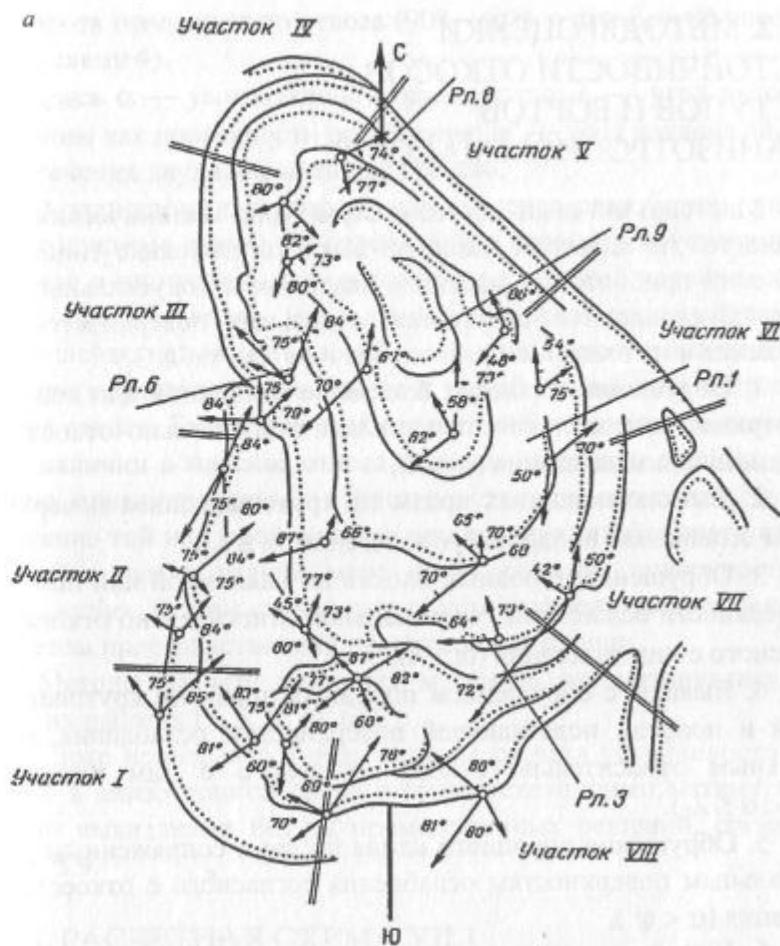
Известно, что ослабляют устойчивость уступов и бортов карьеров не все системы трещин, а только те, которые по условиям залегания могут служить поверхностями скольжения. К ним относятся в основном продольные и диагональные согласно падающие с откосом системы трещин. Для того чтобы судить о крутизне таких трещин, составляют интервальные ряды углов их падения соответственно для каждого значения азимута простирания уступа через принятый интервал.

Круговые и прямоугольные диаграммы позволяют определить количество систем трещин как на замерной станции, так и по карьеру в целом, преобладание тех или иных систем трещин, их элементы залегания. Стереографические сетки Вульфа, Каврайского и другие позволяют определять угловые соотношения между трещинами, выявлять положение трещин по отношению к откосу.

Обобщение сведений о трещиноватости горного массива по месторождению дается в форме карты трещиноватости (рис. 14.11). Карта трещиноватости карьерного поля представляет собой сводный план горных работ, на котором нанесены все замерные станции. В центре каждой станции векторами нанесены азимуты простирания систем трещин (переведенные в дирекционные углы). Величина вектора указывает на преобладание той или иной системы трещин. На конце каждого вектора стрелкой указывается направление падения трещин, а цифрой — средний угол их падения.

Карту трещиноватости обычно дополняют структурными разрезами (рис. 14.11, б), которые совместно с картой трещиноватости служат основанием для подбора и выбора расчетной модели по оценке устойчивости карьерного массива.

Рис. 14.11. Карта трещиноватости (а) и структурный разрез по борту карьера (б)



14.2. МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ В АНИЗОТРОПНОМ МАССИВЕ

Многолетний опыт изучения структурно-тектонических особенностей по карьерам позволил выявить несколько типов обрушений прибортовых массивов скальных и полускальных пород, обусловленных сочетанием отдельных поверхностей ослабления и их взаимным расположением (см. табл. 3.9):

1. Обрушение породных блоков по наклонной или пологой поверхности ослабления, продольной относительно откоса согласного с ним залегания ($\alpha > \lambda$).
2. Вывалы породных призм по кругопадающим поверхностям ослабления продольного залегания ($\alpha \leq \lambda$).
3. Обрушение породных блоков по наклонной или пологой поверхности ослабления, диагональной относительно откоса согласного с ним залегания ($\alpha > \lambda$).
4. Вывалы с обрушением породных призм по кругопадающей и пологой подсекающей поверхностям ослабления, продольным относительно откоса согласного с ним залегания ($\lambda_1 < \alpha \leq \lambda_2$).
5. Обрушение породного клина по двум сопряженным диагональным поверхностям ослабления согласного с откосом залегания ($\alpha < \psi^1$).
6. Вывалы породных призм по двум диагональным кругопадающим поверхностям ослабления согласного с откосом залегания ($\alpha \leq \psi^1$).
7. Вывалы породных призм и пирамид, образованных двумя кругопадающими и третьей пологопадающей поверхностями ослабления согласного с откосом залегания ($\alpha \leq \psi^1$).
8. Вывалы породных призм и пирамид, образованных двумя системами трещин: одна диагональная крутая, вторая — продольная (вытекает из схемы 7 при замене одной из диагональных трещин поверхностью сдвига с углом наклона 90° и углом

разворота относительно откоса $(90^\circ - \beta/2)$, а при $\beta_1 = 0^\circ$ переходит в схему 4).

Здесь α — угол наклона откоса уступа; λ_i — угол падения трещины как поверхности ослабления; ψ^1 — угол наклона линии пересечения двух напряженных трещин.

В зависимости от деформаций массива разработаны типовые расчетные схемы по определению параметров устойчивых откосов в их предельном состоянии и с оценкой устойчивости. Необходимо отметить, что задачу по нахождению этих параметров условно называют плоской, если линия простирации систем трещин параллельна или близка к параллельной линии простирации откоса. Такие задачи носят частный характер, потому что при наличии в массиве откоса нескольких систем трещин, различно ориентированных в пространстве, трудно отдать предпочтение той или иной системе при расчете устойчивости откосов. Все они в равной мере могут служить поверхностями скольжения. В этом случае задачу устойчивости следует решать с учетом пространственной ориентировки трещин.

Методы расчета скальных массивов рассматривались во многих работах [3, 5, 6, 24, 63].

Ниже приведены типовые схемы расчета устойчивости откосов в анизотропной среде с соответствующими математическими выкладками без их промежуточных решений, согласно табл. 3.9.

14.3. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.1

Карьерный откос имеет одну систему продольных трещин полого и наклонного согласного с откосом залегания ($\alpha > \lambda > \rho'$), (рис. 14.12).

$$n_y = \operatorname{ctg} \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' + \frac{2k' \sin \alpha}{\psi h \sin \lambda \cdot \sin(\alpha - \lambda)};$$

$$h_n = \frac{2k' \cos \rho' \cdot \sin \alpha}{\psi \sin(\lambda - \rho') \cdot \sin(\alpha - \lambda)};$$

$$r_n = \frac{2k' \cos \rho'}{\gamma \sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho')};$$

$$\operatorname{ctg} \alpha_n = \operatorname{ctg} \lambda - \frac{2k' \cos \rho'}{\gamma h \sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho')}.$$

14.4. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.2

Карьерный откос имеет одну систему продольных трещин наклонного и крутого согласного с откосом залегания ($\alpha \leq \lambda > \rho$), (рис. 14.13).

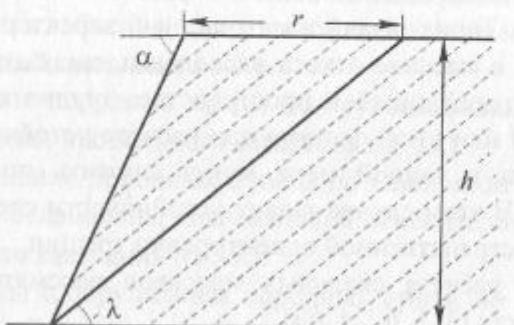


Рис. 14.12. Схема к определению коэффициента запаса устойчивости откоса при наличии согласно падающей системы трещин для случая, когда $\alpha > \lambda$

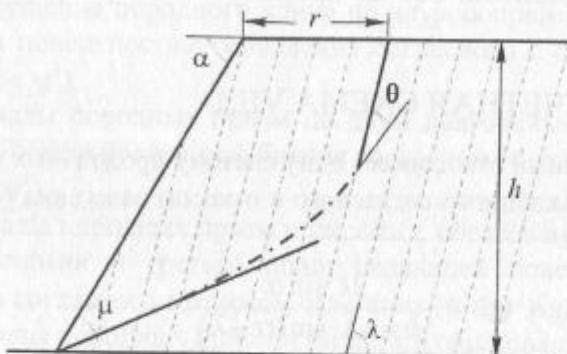


Рис. 14.13. Схема к определению коэффициента запаса устойчивости откоса при наличии согласно падающей системы трещин для случая, когда $\alpha < \lambda$

$$n_y = \operatorname{tg} \epsilon \cdot \operatorname{tg} \rho' + \frac{a}{b - 2\sqrt{ed}};$$

где

$$a = \frac{k\pi(\epsilon - \theta') \cos \rho'}{\gamma h 180 \sin(\epsilon - \theta') \cos \epsilon \cdot \sin(\lambda - \rho')};$$

$$b = \frac{1}{\sin \lambda} \left[\sin \epsilon + \frac{k' \cos \rho' \cdot \sin(\lambda - \epsilon)}{\gamma h \sin(\lambda - \rho')} \right];$$

$$d = \frac{1}{2} \left[\frac{\sin \epsilon \cdot \sin(\lambda - \epsilon)}{\sin \lambda} - \frac{\frac{\pi(\epsilon - \theta')}{90} - \sin 2(\epsilon - \theta')}{4 \cdot \sin^2(\epsilon - \theta')} \right];$$

$$e = \frac{1}{\sin \lambda} \left[\frac{\sin(\lambda - \alpha)}{\sin \alpha} + \frac{k' \cos \rho'}{\gamma h \sin(\lambda - \rho')} \right];$$

$$\mu = 45 - \frac{\rho}{2}; \theta' = 45 - \frac{\rho - \rho'}{2} - \frac{1}{2} \arcsin \frac{\sin \rho'}{\sin \rho};$$

$$\epsilon = \frac{\lambda - \alpha + \mu + \theta'}{2}; h_n = \frac{(B + \sqrt{B^2 - AE})}{A};$$

$$r_n = \left\{ \frac{h}{\sin \alpha} \left[\sin(\epsilon + \alpha - \lambda) + \frac{n \sin(\lambda - \alpha)}{\sin \epsilon} \right] - \frac{\cos \rho'}{\gamma \sin(\lambda - \rho')} \left[km - k' \frac{\sin(\lambda - \epsilon)}{\sin \lambda} \right] \right\} \frac{1}{K},$$

$$\text{где } K = \sin(\lambda - \epsilon) - \frac{\sin \lambda}{\sin \epsilon} n; n = \frac{\frac{\pi}{90}(\epsilon - \theta') - \sin 2(\epsilon - \theta')}{4 \sin^2(\epsilon - \theta')};$$

$$m = \frac{\pi(\epsilon - \theta') \cos \rho}{180 \sin(\epsilon - \theta') \cdot \cos(\epsilon + \rho)}; B = \frac{\cos \rho'(km \sin \epsilon - k'n)\gamma}{\sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho')};$$

$$A = \frac{\gamma^2}{\sin \lambda \cdot \sin \alpha} [\sin \epsilon \cdot \sin(\epsilon + \alpha - \lambda) + n \sin(\lambda - \alpha)];$$

$$E = \frac{\cos^2 \rho'}{\sin^2(\lambda - \rho')} \left[km - k' \frac{\sin(\lambda - \epsilon)}{\sin \lambda} \right]^2.$$

14.5. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.3

Карьерный откос сложен одной системой диагональных трещин ($\alpha > \lambda$), (рис. 14.14).

$$n_y = \frac{3 \sin \alpha \sqrt{1 + \cos^2 \frac{\beta}{2} \cdot \operatorname{tg}^2 \lambda}}{\gamma h \sin(\alpha - \lambda)} \left[\frac{2 k \sin \lambda \cdot \sin \frac{\beta}{2}}{\cos \frac{\beta}{2} \cdot \operatorname{tg} \lambda - \operatorname{tg} \rho} + \frac{k'}{\cos \frac{\beta}{2} \cdot \operatorname{tg} \lambda - \operatorname{tg} \rho'} \right];$$

$$h_n = \frac{3 \sqrt{\cos^2 \frac{\beta}{2} + \operatorname{ctg}^2 \lambda}}{\gamma (\operatorname{ctg} \lambda - \operatorname{ctg} \alpha)} \left[\frac{2 k \sin \frac{\beta}{2}}{\cos \frac{\beta}{2} - \operatorname{ctg} \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho} + \frac{k'}{\sin \lambda \left(\cos \frac{\beta}{2} - \operatorname{ctg} \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' \right)} \right];$$

$$r_n = h (\operatorname{ctg} \lambda - \operatorname{ctg} \alpha).$$

14.6. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.4

Карьерный откос имеет две системы продольных трещин пологого и крутого согласного с откосом залегания ($\lambda_1 \neq \alpha \neq \lambda_2$), (рис. 14.15).

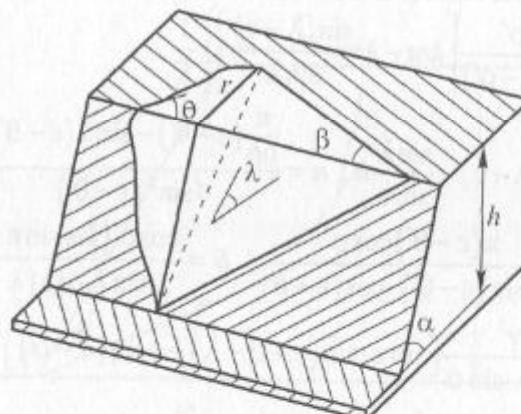


Рис. 14.14. Схема к определению параметров откоса при наличии диагональной поверхности ослабления

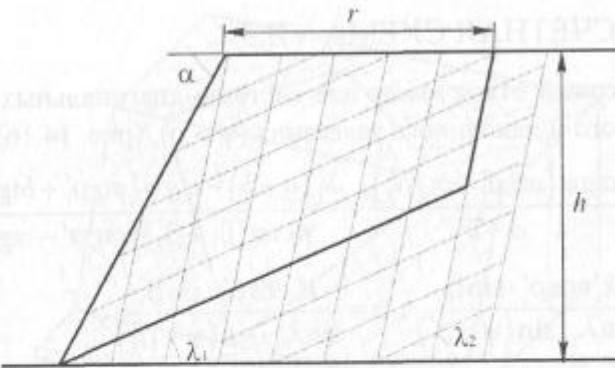


Рис. 14.15. Схема к определению параметров откоса при наличии двух систем поверхностей ослабления согласного и продольного по отношению к откосу залегания

$$n_y = \operatorname{ctg} \lambda_2 \cdot \operatorname{tg} \rho'_2 + \frac{k'_2 \sin \lambda_1}{\sin \lambda_2 \cdot \cos(\lambda_2 - \lambda_1)} \times \\ \times \left[\frac{1}{k'_1 - \frac{\gamma h \sin(\lambda_1 - \rho'_1)}{\cos \rho'_1} \sqrt{\frac{\sin(\lambda_2 - \lambda_1)}{\sin \lambda_2} \left[\frac{2 k'_1 \cos \rho'_1}{\gamma h \sin(\lambda_1 - \rho'_1)} - \frac{\sin(\alpha - \lambda_1)}{\sin \alpha} \right]}} \right];$$

$$h_n = \frac{k'_1}{\gamma} d \left[1 + \sqrt{1 - m \left(1 - k'_2 \frac{n}{k'_1} \right)^2} \right];$$

$$r_n = \frac{k'_1 \cos \rho'_1}{\gamma \sin \lambda_1 \cdot \sin(\lambda_1 - \rho'_1)} \left[\frac{k'_2}{k'_1} n + \sqrt{1 - m \left(1 - \frac{k'_2}{k'_1} n \right)^2} \right];$$

$$\text{где } d = \frac{\cos \rho'_1 \cdot \sin \alpha}{\sin(\lambda_1 - \rho'_1) \cdot \sin(\alpha - \lambda_1)}; m = \frac{\operatorname{ctg} \lambda_1 - \operatorname{ctg} \alpha}{\operatorname{ctg} \lambda_1 - \operatorname{ctg} \lambda_2};$$

$$n = \frac{\sin \lambda_1 \cdot \cos \rho'_2}{\cos(\lambda_2 - \lambda_1) \cdot \sin(\lambda_2 - \rho'_2)}.$$

14.7. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.5

Карьерный откос имеет две системы диагональных трещин продольного и наклонного залегания ($\psi > \rho$), (рис. 14.16).

$$n_y = \frac{\operatorname{ctg}\psi (a\operatorname{tg}\rho'_1 + b\operatorname{tg}\rho'_2)}{a+b} + \frac{3[(a+b) - \operatorname{ctg}\psi (a\operatorname{tg}\rho'_1 + b\operatorname{tg}\rho'_2)]}{\gamma h \sin(\beta_1 + \beta_2)(\operatorname{ctg}\psi' - \operatorname{ctg}\alpha)},$$

$$\text{где } a = \frac{k'_1 \cos\rho'_1 \cdot \sin\beta_2}{\sin\lambda_1 \cdot \sin(\psi - \rho'_1)}; \quad b = \frac{k'_2 \cos\rho'_2 \cdot \sin\beta_1}{\sin\lambda_2 \cdot \sin(\psi - \rho'_2)};$$

$$\operatorname{tg}\psi = \frac{\sin(\beta_1 + \beta_2)}{\sqrt{\operatorname{ctg}^2\lambda_1 + \operatorname{ctg}^2\lambda_2 - 2 \operatorname{ctg}\lambda_1 \cdot \operatorname{ctg}\lambda_2 \cdot \cos(\beta_1 + \beta_2)}};$$

$$\operatorname{ctg}\psi' = \frac{\sin\beta_1 \cdot \operatorname{ctg}\lambda_2 + \sin\beta_2 \cdot \operatorname{ctg}\lambda_1}{\sin(\beta_1 + \beta_2)},$$

$$h_n = \frac{3\sqrt{1+\operatorname{tg}^2\psi}}{\gamma \sin(\beta_1 + \beta_2)(\operatorname{ctg}\psi' - \operatorname{ctg}\alpha)} \left[\frac{k'_1 \sin\beta_2}{\sin\lambda_1 (\operatorname{tg}\psi - \operatorname{tg}\rho'_1)} + \frac{k'_2 \sin\beta_1}{\sin\lambda_2 (\operatorname{tg}\psi - \operatorname{tg}\rho'_2)} \right];$$

$$r_n = \frac{3\sqrt{1+\operatorname{tg}^2\psi}}{\gamma \sin(\beta_1 + \beta_2)} \left[\frac{k'_1 \sin\beta_2}{\sin\lambda_1 (\operatorname{tg}\psi - \operatorname{tg}\rho'_1)} + \frac{k'_2 \sin\beta_1}{\sin\lambda_2 (\operatorname{tg}\psi - \operatorname{tg}\rho'_2)} \right].$$

14.8. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.6

Карьерный откос имеет две системы диагональных трещин крутого залегания ($\alpha \leq \psi$), (рис. 14.17).

$$n_y = \operatorname{tg}\mu \cdot \operatorname{tg}\rho + \frac{k \sin\psi'}{\left(3b - 2\sqrt{ab} + \frac{a}{2}\right) \cos\rho};$$

$$\text{где } a = \frac{\sin\psi' \cdot \sin(\psi' - \mu)}{\sin\mu \cdot \sin(\beta_1 + \beta_2)} \left(\frac{k'_1 \sin\beta_2}{\sin\lambda_1} + \frac{k'_2 \sin\beta_1}{\sin\lambda_2} \right); \quad b = \frac{\gamma h \sin(\psi - \rho')}{6 \cos\rho'},$$

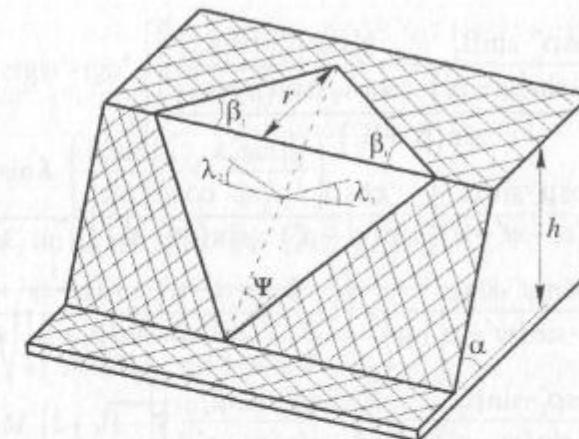


Рис. 14.16. Схема подрезки откосом двух систем диагональных поверхностей ослабления

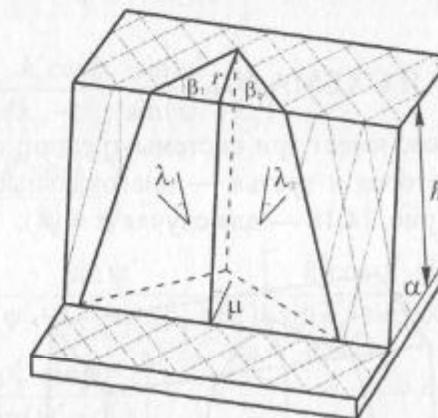


Рис. 14.17. Схема приборового массива с двумя системами диагональных крутопадающих поверхностей ослабления, которые не подрезаются откосом

$$h_n = a(1 + \sqrt{1-b});$$

$$r_n = \frac{1}{\gamma} \left\{ k \cos\rho \sqrt{1-b} \left[\frac{\cos\rho'_1}{\sin(\psi - \rho'_1)} + \frac{\cos\rho'_2}{\sin(\psi - \rho'_2)} \right] + \frac{2 \sin(\alpha - \mu) \cdot \sin(\mu - \psi' + \alpha)}{6 \cos\rho'} \right\},$$

$$+ \left[\frac{k'_1 \cos \rho'_1 \cdot \sin \beta_2}{\sin \lambda_1 \cdot \sin(\psi - \rho'_1)} + \frac{k'_2 \cos \rho'_2 \cdot \sin \beta_1}{\sin \lambda_2 \cdot \sin(\psi - \rho'_2)} \right] \right],$$

$$\text{где } a = \frac{k \cos \mu \cdot \sin \alpha}{\gamma \sin(\alpha - \psi' + \mu)} \left[\frac{\cos \rho'_1}{\sin(\psi - \rho'_1)} + \frac{\cos \rho'_2}{\sin(\psi - \rho'_2)} \right];$$

$$b = \frac{\sin \psi' \cdot \sin \mu}{\sin \alpha \cdot \sin(\psi' - \alpha + \mu)} \times \left\{ 1 - \frac{2 \sin(\alpha - \mu) \cdot \sin(\mu - \psi' + \alpha) \times}{k \cos \rho \cdot \sin(\beta_1 + \beta_2) \times} \right. \\ \times \left[\frac{k'_1 \cos \rho'_1 \cdot \sin \beta_2}{\sin \lambda_1 \cdot \sin(\psi - \rho'_1)} + \frac{k'_2 \cos \rho'_2 \cdot \sin \beta_1}{\sin \lambda_2 \cdot \sin(\psi - \rho'_2)} \right]^2 \\ \left. \times \left[\frac{\cos \rho'_1}{\sin(\psi - \rho'_1)} + \frac{\cos \rho'_2}{\sin(\psi - \rho'_2)} \right] \right\}.$$

14.9. РАСЧЕТНАЯ СХЕМА VII.7

Карьерный откос имеет три системы трещин: одна — продольная пологая, вторая и третья — диагональные крутые согласно падающие (рис. 14.18 — для случая $\alpha = \psi'$).

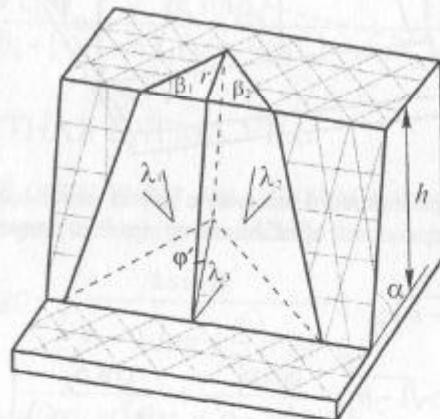


Рис. 14.18. Схема прибортового массива с тремя системами поверхностей ослабления

$$n_y = \operatorname{ctg} \psi' \cdot \operatorname{tg} \rho' + a \frac{(1+K^2)}{(1-K)^2};$$

$$\text{где } a = \frac{\sin \lambda_3 \left(\frac{k'_1 \sin \beta_2}{\sin \lambda_1} + \frac{k'_2 \sin \beta_1}{\sin \lambda_2} \right)}{2k'_3 \sin(\beta_1 + \beta_2) \cdot \cos(\psi' - \lambda_3)};$$

$$K = \sqrt{\frac{1}{2} \left[\frac{3k'_3 \cos \rho'_3 \cdot \sin \psi'}{\gamma h \sin(\lambda_3 - \rho'_3) \cdot \sin(\psi' - \lambda_3)} - 1 \right]};$$

$$h_n = M' \left(1 + \sqrt{1 - N'} \right);$$

$$r_n = \frac{k'_3 \cos \rho'_3}{\gamma \sin \lambda_3 \cdot \sin(\lambda_3 - \rho'_3)} \left(\sqrt{1 - N'} + \frac{K' \sin \lambda_3}{k'_3} \right);$$

где

$$M' = \frac{k'_3 \cos \rho'_3 \cdot \sin \psi'}{\gamma \sin(\lambda_3 - \rho'_3) \cdot \sin(\psi' - \lambda_3)};$$

$$N' = \left(1 - \frac{K' \sin \lambda_3}{k'_3} \right)^2;$$

$$K' = \frac{\sin \psi'}{\cos(\psi' - \lambda_3) \cdot \sin(\beta_1 + \beta_2)} \left[\frac{k'_1 \cos \rho'_1 \cdot \sin \beta_2}{\sin \lambda_1 \cdot \sin(\psi' - \rho'_1)} + \right. \\ \left. + \frac{k'_2 \cos \rho'_2 \cdot \sin \beta_1}{\sin \lambda_2 \cdot \sin(\psi' - \rho'_2)} \right].$$

15. ВЕРОЯТНОСТНЫЙ СПОСОБ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

15.1. ВЕРОЯТНОСТНЫЙ ПОДХОД К ОПРЕДЕЛЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ И ПРЕДЕЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОТКОСА

По расчетным показателям $\operatorname{tg} \rho_p$, k_p , γ_p горных пород можно вычислить: коэффициент запаса устойчивости откоса n , если заданы его параметры (высота H и угол откоса α); предельную высоту устойчивого откоса H при заданном угле откоса α или угол устойчивого откоса α при заданной его высоте H , т.е.

$$\begin{aligned} n &= f(\operatorname{tg} \rho_p, k_p, \gamma_p, \alpha, H); \\ H &= f(\operatorname{tg} \rho_p, k_p, \gamma_p, \alpha); \\ \alpha &= f(\operatorname{tg} \rho_p, k_p, \gamma_p). \end{aligned} \quad (15.1)$$

Однако введение в расчетные характеристики коэффициента надежности K_n в первом случае (ГОСТ 20522—96) либо коэффициента запаса n_3 во втором случае (ВНИМИ) ничего не говорит о степени надежности конечных результатов расчета. В ряде работ, например [23], предлагается погрешность функций (15.1) оценивать по известной формуле теории погрешностей:

$$\sigma_n^2 = \left(\frac{\partial n}{\partial \rho} \right)^2 \sigma_\rho^2 + \left(\frac{\partial n}{\partial k} \right)^2 \sigma_k^2 + \left(\frac{\partial n}{\partial \gamma} \right)^2 \sigma_\gamma^2, \quad (15.2)$$

где σ_ρ^2 , σ_k^2 , σ_γ^2 — дисперсии соответственно коэффициента запаса устойчивости откоса, угла внутреннего трения, сцепления и плотности пород.

Такой подход следует признать недостаточно корректным, т.к. использование выражения (15.2) справедливо лишь для независимых случайных величин, в то время как случайные величины ρ и k коррелируют между собой. Для непрерывной дифференцируемой функции случайных аргументов при ее линеаризации в окрестности точки, соответствующей математическим ожиданиям аргументов, приближенные значения математического ожидания и дисперсии определяются из выражений

$$\bar{Y} = \varphi(\bar{x}_1, \bar{x}_2, \dots, \bar{x}_n);$$
$$D[Y] \approx \sum_{i=1}^n \left(\frac{\partial \varphi}{\partial \bar{x}_i} \right)^2 \cdot D[x_i] + \sum_{i=1}^n \sum_{j \neq i} \left(\frac{\partial \varphi}{\partial \bar{x}_i} \right) \left(\frac{\partial \varphi}{\partial \bar{x}_j} \right) K_{ij}, \quad (15.3)$$

где K_{ij} — корреляционный момент для случайных величин x_i , x_j ; $\frac{\partial \varphi}{\partial \bar{x}_i}$ — частные производные, вычисленные для значений аргументов, равных их математическим ожиданиям.

Для функции независимых случайных аргументов дисперсия

$$D[Y] \approx \sum_{i=1}^n \left(\frac{\partial \varphi}{\partial \bar{x}_i} \right)^2 D[x_i] \quad (15.4)$$

определяется аналогично формуле (15.2). Это подтверждает сделанное предположение, что использование выражений типа (15.2) для оценки дисперсии коэффициента запаса устойчивости откоса весьма приближенно.

Представляет интерес разработанный в [52] подход к решению этой задачи, который предусматривает определение угла погашения борта карьера с учетом уровня риска в предположении, что случайные величины k и $\operatorname{tg} \rho$ независимы и имеют нормальное распределение. Как видно, данная методика также не свободна от отмеченных недостатков.

В теории вероятности известна задача, в которой по известным законам распределения случайных величин, входящих в систему, требуется найти закон распределения системы. Как следует из плотности распределения отдельных величин,

входящих в систему (15.1), в общем случае эта задача неразрешима. Действительно, законы распределения случайных величин системы характеризуют каждую из величин в отдельности, но ничего не говорят о том, как они связаны между собой. С другой стороны, искомый закон распределения системы должен содержать все сведения о случайных величинах, включая характер связей между ними. Следовательно, если случайные величины X, Y зависимы между собой, то закон распределения системы не может быть выражен через законы распределения этих величин.

В разделах 5.2—5.7 изложена общая теория линейной регрессии. Приведены формулы по определению коэффициентов \tilde{a}_k уравнения регрессии и оценки дисперсий $\tilde{\sigma}_{a_k}^2$ коэффициентов \tilde{a}_k и корреляционных моментов $\tilde{k}_{a_k a_j}$.

Показано, что полученная прямая (уравнение регрессии), называемая прямой максимального правдоподобия, представляет собой геометрическое место точек, соответствующих средним значениям случайных величин $\tilde{\tau}(P)$, распределенных по нормальному закону (рис. 15.1). Иными словами, выражение $\tilde{\tau} = a_0 + a_1 P$ есть уравнение «случайной» прямой на плоскости, причем среднее значение задается «истинной» прямой $\tau = a_0 + a_1 P$. Случайная прямая может отклоняться от средней, что зависит от отклонений точки $(\tilde{a}_0, \tilde{a}_1)$ от своего среднего (a_0, a_1) ; поскольку (a_0, a_1) обычно неизвестно, следует учитывать разброс $\{(a_{0i}, a_{1j})\}$ относительно (a_0, a_1) .

Доверительные границы, образующие полосу, которая с заданной вероятностью p содержит график неизвестной истинной зависимости $\tau = f(P)$, определяются неравенством

$$\tilde{\tau}(P_i) - \tilde{\sigma}_{\tau(P_i)} t_p < \tau(P_i) < \tilde{\tau}(P_i) + \tilde{\sigma}_{\tau(P_i)} t_p, \quad (15.5)$$

где $\tilde{\sigma}_{\tau(P_i)}$ — оценка дисперсии величины $\tilde{\tau}$, определяемой выражениями (5.54), (5.55) в разделе 5.6 и зависимой от случайных величин — оценок коэффициентов a_k .

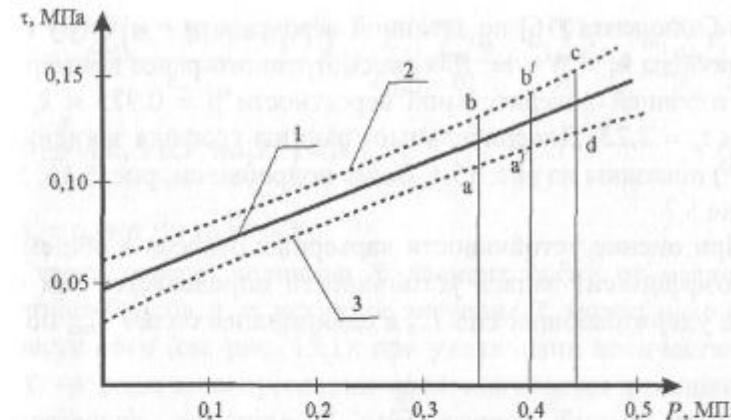


Рис. 15.1. График $\tau = f(P)$ зависимости сопротивления срезу от нормального давления:

1 — прямая максимального правдоподобия; 2, 3 — верхняя и нижняя границы графика, соответствующие заданной вероятности

В общем случае вычисление $\tilde{\sigma}_{\tau(P_i)}^2$ требует знания всех корреляционных моментов $\tilde{k}_{a_k a_j}$. Согласно теории вероятностей дисперсия линейной функции случайных величин определяется выражением

$$\sigma_y^2 = D(Y) = D\left[\sum_{i=1}^N a_i x_i + b\right] = \sum_{i=1}^N a_i^2 D[x_i] + 2 \sum_{i<1} a_i a_j K_{x_i x_j}. \quad (15.6)$$

Тогда для линейной зависимости ($m = 1$)

$$\tilde{\sigma}_{\tau}^2(P) = \tilde{\sigma}_{a_0}^2 + \tilde{\sigma}_{a_1}^2 P^2 + 2 \tilde{k}_{a_0 a_1} P; \quad (15.7)$$

в случае криволинейной зависимости $\tau = f(P)$, аппроксимируемой многочленом второй степени [44, 45],

$$\begin{aligned} \tilde{\sigma}_{\tau}^2(P) = & \tilde{\sigma}_{a_0}^2 + \tilde{\sigma}_{a_1}^2 P^2 + \tilde{\sigma}_{a_2}^2 P^4 + 2 \tilde{k}_{a_0 a_1} P + 2 \tilde{k}_{a_0 a_2} P^2 + \\ & + 2 \tilde{k}_{a_1 a_2} P^3. \end{aligned} \quad (15.8)$$

Более подробно см. раздел 5.6, формулы (5.51)–(5.61).

При вычислении доверительных границ по формуле (15.16), (5.54), (5.59) значение t_p определяется по таблицам для распределения

лении Стьюдента [16] по заданной вероятности p и числу степеней свободы $k_c = N - m$. Для рассмотренного ранее примера при односторонней доверительной вероятности $p = 0,975$ и $k_c = 10$ имеем $t_p = 2,23$. Доверительные границы графика зависимости $\tau = f(P)$ показаны на рис. 15.1. Более подробно см. рис. 5.16, 5.17 в разделе 5.7.

При оценке устойчивости карьерных откосов в общем случае коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение удерживающих сил $T_{уд}$ к сдвигающим силам $T_{сдв}$ по формуле

$$n = T_{уд} / T_{сдв} = \sum_{i=1}^{n_6} \tau_{уд,i} \Delta L_i / \sum_{i=1}^{n_6} \tau_{сдв,i} \Delta L_i, \quad (15.9)$$

где $\tau_{уд,i}$ — сопротивление сдвигу в i -й точке поверхности скольжения, определенное по графику $\tau = f(P)$ при соответствующем нормальном напряжении, МПа; $\tau_{сдв,i}$ — касательное напряжение, действующее в i -й точке поверхности скольжения, МПа; ΔL_i — длина дуги поверхности скольжения в пределах расчетного блока, м; n_6 — количество расчетных блоков.

Проведем преобразование выражения (15.9) для случаев прямолинейной и криволинейной зависимостей $\tau = f(P)$.

График $\tau = f(P)$ аппроксимируется многочленом первой степени ($m=1$):

$$\begin{aligned} n &= \frac{\Delta L \sum \tau_{уд,i}}{T_{сдв}} = \frac{L \sum (a_0 + a_1 P_i)}{n_6 T_{сдв}} = \frac{L}{T_{сдв}} \left(\frac{\sum a_0}{n_6} + \frac{a_1 \sum P_i}{n_6} \right) = \\ &= \frac{L}{T_{сдв}} (a_0 + a_1 \bar{P}) = A A'_1, \end{aligned} \quad (15.10)$$

где A — коэффициент, зависящий от формы поверхности скольжения и количества расчетных блоков, $A = L/T_{сдв}$; A'_1 определяется точностью получения параметров уравнения (a_0, a_1); $A'_1 = a_0 + a_1 \bar{P} = \bar{\tau}$; L — длина поверхности скольжения, м.

График $\tau = f(P)$ аппроксимируется многочленом второй степени ($m=2$):

$$\begin{aligned} n &= \frac{L \sum (a_0 + a_1 P_i + a_2 P_i^2)}{n_6 T_{сдв}} = \frac{L}{T_{сдв}} \left(\frac{\sum a_0}{n_6} + \frac{a_1 \sum P_i}{n_6} + \frac{a_2 \sum P_i^2}{n_6} \right) = \\ &= \frac{L}{T_{сдв}} (a_0 + a_1 \bar{P} + a_2 \bar{P}^2) = A A'_2, \end{aligned} \quad (15.11)$$

где $A'_2 = a_0 + a_1 \bar{P} + a_2 \bar{P}^2 = \bar{\tau}$.

Строго говоря, величина $\bar{\tau}$ зависит также от количества расчетных блоков, т. е. истинное значение $\bar{\tau}$ может находиться в области $abcd$ (см. рис. 15.1); при увеличении количества блоков $\bar{\tau} \rightarrow \text{const}$ многоугольник $abcd$ стягивается в линию $a'b'$; следовательно, значение $\bar{\tau}$ определяется только точностью исходных данных. Так, для рассмотренного примера величина $\bar{\tau}$ изменяется в зависимости от количества расчетных блоков следующим образом (табл. 15.1).

Из приведенных расчетов следует, что уже при $n_6 > 15$ погрешность определения $\bar{\tau}$ составляет менее 0,1 %. При расчете коэффициента запаса устойчивости откоса численно-аналитическим способом [3,4], предусматривающим интегрирование сил по поверхности скольжения, указанная погрешность не влияет на точность конечных результатов. При использовании графического способа алгебраического сложения сил для достижения требуемой точности количество блоков должно быть не менее 10—15.

Таблица 15.1

Изменение среднего сдвигающего напряжения от количества расчетных блоков

| Количество блоков n_6 | $\bar{\tau} \times 10^2$, МПа | Количество блоков n_6 | $\bar{\tau} \times 10^2$, МПа |
|-------------------------|--------------------------------|-------------------------|--------------------------------|
| 1 | 2 | 15 | 11,87 |
| 3 | 12,62 | 18 | 11,86 |
| 6 | 12,48 | 24 | 11,85 |
| 9 | 11,91 | 60 | 11,84 |
| 12 | 11,89 | | |

Используя выражение (15.6), можно рассчитать дисперсию и среднее квадратическое отклонение σ_n коэффициента запаса устойчивости по формулам:

- для линейной зависимости ($m = 1$)

$$\begin{aligned}\sigma_n^2 &= A^2 \sigma_{\tau_i}^2 = A^2 \left[\tilde{\sigma}_{a_0}^2 + \tilde{\sigma}_{a_1}^2 (\bar{P})^2 + 2 \tilde{K}_{a_0 a_1} \bar{P} \right], \\ \sigma_n &= \sqrt{\sigma_n^2} = A \sigma_{\tau_i};\end{aligned}\quad (15.12)$$

- для криволинейности зависимости ($m = 2$)

$$\begin{aligned}\sigma_n^2 &= A^2 \left[\tilde{\sigma}_{a_0}^2 + \tilde{\sigma}_{a_1}^2 (\bar{P})^2 + \tilde{\sigma}_{a_2}^2 (\bar{P}^2)^2 + 2 \tilde{K}_{a_0 a_1} \bar{P} + \right. \\ &\quad \left. + 2 \tilde{K}_{a_0 a_2} \bar{P}^2 + 2 \tilde{K}_{a_1 a_2} \bar{P} \bar{P}^2 \right],\end{aligned}\quad (15.13)$$

где значения $\tilde{K}_{a_0 a_1}$ находятся по формулам (15.1) и (15.4).

Тогда нижний предел коэффициента запаса устойчивости откоса определяется, согласно формулам (15.9)–(15.11), из выражения

$$n = \frac{L}{T_{\text{сдв}}} \left[\bar{\tau} - t_p \left(\tilde{\sigma}_{a_0}^2 + \tilde{\sigma}_{a_1}^2 (\bar{P})^2 + 2 \tilde{K}_{a_0 a_1} \bar{P} \right)^{1/2} \right]. \quad (15.14)$$

Если нижняя граница доверительного интервала для коэффициента запаса устойчивости окажется меньше 1, то нет оснований считать, что откос будет находиться в устойчивом состоянии с заданной вероятностью. В этом случае следует скорректировать параметры откоса (угол откоса α или высоту H) в сторону их снижения или уточнить прочностные характеристики пород с целью уменьшения их дисперсий путем проведения дополнительных испытаний.

Аналогичные выводы получаем для расчетной схемы откоса на слабом наклонном основании. После приведения откоса в предельное положение получим

$$\begin{aligned}n &= \frac{\operatorname{tg} \rho_n}{\operatorname{tg} \rho_{\text{пред}}} = \frac{k_n}{k_{\text{пред}}} = \frac{\operatorname{tg} \rho'_n}{\operatorname{tg} \rho'_{\text{пред}}} = \frac{k'_n}{k'_{\text{пред}}} = \\ &= \frac{\operatorname{tg} \rho_n \sum P_i \cos \delta_i + k_n \sum \ell_i + \operatorname{tg} \rho'_n \sum P_i \cos \beta + k'_n L_{\text{прам}}}{\sum P_i \sin \delta_i + \sum P_i \sin \beta},\end{aligned}\quad (15.15)$$

$$\text{или } n = \frac{L}{T_{\text{сдв}}} \bar{\tau}_i + \frac{L_{\text{прам}}}{T_{\text{сдв}}} \bar{\tau}_{\text{прам}} = A_1 \bar{\tau}_i + A_{\text{прам}} \bar{\tau}_{\text{прам}}, \quad (15.16)$$

где A_1 и $A_{\text{прам}}$ — коэффициенты, зависящие от формы поверхности скольжения и количества расчетных блоков.

Использование приведенных уравнений дает возможность определить погрешность коэффициента запаса устойчивости по формуле

$$\sigma_n^2 = A_1^2 \sigma_{\tau_i}^2 + A_{\text{прам}}^2 \sigma_{\tau_{\text{прам}}}^2. \quad (15.17)$$

Здесь $\sigma_{\tau_i}, \sigma_{\tau_{\text{прам}}}$ — погрешности определения $\bar{\tau}_{\text{ya}}$ для блоков, находящихся на криволинейном и прямолинейном участках поверхности скольжения.

На основе выражения (15.12), задаваясь доверительной вероятностью, можно рассчитать параметры H и α предельного откоса, т.е. откоса с коэффициентом запаса устойчивости $n_{\min} = 1$, значение которого отвечает нижней границе доверительного интервала.

Для реализации решения задачи по изложенной методике разработана специальная программа для ЭВМ [57]. Рассмотрим пример расчета параметров устойчивого откоса для конкретных условий с использованием данной программы.

Пусть требуется найти предельную высоту устойчивого уступа при угле его наклона $\alpha = 28^\circ$. Расчетные показатели физико-механических характеристик пород получены в результате приведенной обработки (см. раздел 5.7) данных испытаний на сдвиг (см. рис. 15.1, 5.16, 5.17):

$$\tilde{a}_0 = 4,737; \quad \tilde{a}_1 = 0,24265; \quad \tilde{\sigma}_{a_0}^2 = 0,51903;$$

$$\tilde{\sigma}_{a_1}^2 = 0,00051287; \quad \tilde{k}_{a_0, a_1} = -0,013907. \quad k_p = 3,13 \cdot 10^{-2} \text{ МПа};$$

$$\operatorname{tg} \rho_p = 0,19216; \quad t_p = 2,23.$$

Параметры предельного откоса согласно расчету будут равны: высота $H = 25,9$ м, ширина призмы возможного обрушения $B = 12,8$ м, радиус круглоцилиндрической поверхности скольжения $R = 63,4$ м.

При использовании «Методических указаний...» [8] расчетные характеристики пород, найденные из выражений (15.1) при $n_3 = 1,3$, будут

$$k_p = 3,64 \cdot 10^{-2} \text{ МПа и } \operatorname{tg} \rho_p = 0,18666,$$

а параметры предельного откоса $H = 29,5 \text{ м}$, $B = 4,5 \text{ м}$, $R = 62,3 \text{ м}$.

Результаты расчета по предлагаемой методике для доверительной вероятности $p = 0,975$ приведены на рис. 15.2. Параметры предельного откоса равны: $H = 41,1 \text{ м}$, $B = 13,2 \text{ м}$, $R = 94,0 \text{ м}$.

Для контроля правильности предлагаемого решения выполним расчет параметров предельного откоса исходя из выражения (15.9), когда общее сопротивление пород сдвигу представлено составляющими $P \operatorname{tg} \rho$ и k . Согласно работе [3] коэффициент запаса устойчивости для однородного массива при $\alpha < \mu$ определяется из выражения

$$n = \frac{\operatorname{tg} \rho \cdot \gamma R_i \left(\int_0^{A_1} H_{2i} K_1 d\theta + \int_0^{\beta_1} H_{3i} K_1 d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} K_1 d\theta \right)}{-0,5 \gamma R_i \int_0^{A_1} H_{2i} K_2 d\theta + 0,5 \gamma R_i \left(\int_0^{\beta_1} H_{3i} K_2 d\theta + k R_i \left(\int_0^{A_1} d\theta + \int_0^{\beta_1} d\theta \right) + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} K_2 d\theta \right)}, \quad (15.18)$$

где $\theta_i = \delta_i$; $K_1 = \cos^2 \theta_i$; $K_2 = \sin 2\theta_i$; $\mu = 45^\circ - \rho/2$;

$$H_{2i} = R_i \cos(\theta_i - \alpha) \times \cos^{-1} \alpha - R_i \sin \mu + H_{90} - R_i \cos \mu + B \operatorname{tg} \alpha;$$

$$H_{3i} = R_i \cos^{-1} \alpha [\cos(\alpha - \theta_i) - \sin(\alpha + \mu)] + H_{90} + B \operatorname{tg} \alpha;$$

$$H_{4i} = R_i (\cos \theta_i - \sin \mu) + H_{90}; A_1 = \mu - \alpha;$$

$$\beta_1 = \arcsin(\cos \mu - B_i/R_i); \beta_2 = 45^\circ + \rho/2.$$

Пренебрегая значением σ_y^2 как величиной, на порядок меньшей $\sigma_{\operatorname{tg} \rho_p}^2$, и учитывая $\sigma_k^2 = \tilde{\sigma}_{a_0}^2$, рассмотрим выражение

(15.15) как функцию случайных коррелированных величин $\operatorname{tg} \rho$ и k и поставим задачу определения дисперсии σ_n^2 этой функции без нахождения закона ее распределения.

Уравнение (15.15) можно представить как линейную функцию случайных величин: $n = \sum A_i x_i + b$, где A_i, b — неслучайные величины, т.е.

$$n = \operatorname{tg} \rho \cdot A_1 + k A_2.$$

$$\text{Здесь } A_1 = \frac{\gamma R_i}{A} \left(\int_0^{\beta_1} H_{2i} K_1 d\theta + \int_0^{\beta_1} H_{3i} K_1 d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} K_1 d\theta \right), \\ A_2 = \frac{R_i}{A} \left(\int_0^{\beta_1} d\theta + \int_0^{\beta_2} d\theta \right),$$

A — сумма сдвигающих сил по поверхности скольжения.

Согласно формуле (15.6) можно записать:

$$\sigma_n^2 = D[n] = A_1^2 \sigma_{a_1}^2 + A_2^2 \sigma_{a_0}^2 + 2 A_1 A_2 K_{a_0 a_1}, \quad (15.19)$$

где $a_0 = k$, $a_1 = \operatorname{tg} \rho$.

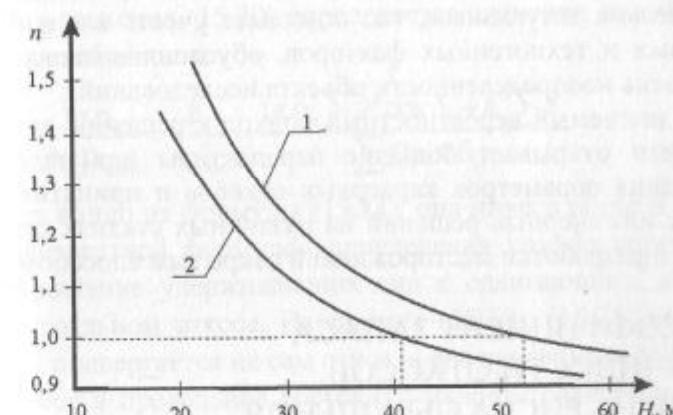


Рис. 15.2. Зависимость коэффициента запаса устойчивости от высоты откоса:

1 — для нормативных характеристик; 2 — для доверительной вероятности $p = 0,975$

Подставив исходные данные из решения предыдущего примера в выражение (15.19), предварительно вычислив значения коэффициентов A , A_1 , A_2 , получим: $\sigma_n^2 = 0,001025$; $\sigma_n = 0,032$.

Как видно из расчетов, при значениях нормативных показателей $k = 4,737 \cdot 10^{-2}$ МПа и $\operatorname{tg} \rho = 0,24265$ доверительные границы коэффициента запаса устойчивости откоса при доверительной вероятности $p = 0,95$ будут равны: $(1 - \sigma_n t_p) < n < (1 + \sigma_n t_p)$ или $0,929 < n < 1,071$.

Верхней границе доверительного интервала $n_{\text{доп}} = 1,071$ будет соответствовать предельное значение высоты устойчивого откоса $H_{\text{нр}} = 41,1$ м (рис. 15.2, кривая 2), что свидетельствует о правильности предлагаемой методики.

Вышеизложенное свидетельствует о том, что результаты расчетов по методикам [8, 23, 51], а также использование формулы (15.2) вместо выражения (15.12) приводят к существенному завышению коэффициента запаса устойчивости откоса.

Таким образом, предлагаемый подход к оценке устойчивости карьерных откосов позволяет установить доверительные границы коэффициента запаса устойчивости и параметры откоса, обеспечивающие его предельное состояние при заданной доверительной вероятности. Решение данного вопроса представляется весьма актуальным, т.к. позволяет учесть влияние ряда природных и техногенных факторов, обуславливающих высокий уровень неопределенности объекта исследований.

Предлагаемый вероятностный подход к решению задач устойчивости открывает большие перспективы для надежного обоснования параметров карьерных откосов и принятия оптимальных инженерных решений на различных стадиях проектирования и разработки месторождений открытым способом.

15.2. КОЭФФИЦИЕНТ ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ И УРОВЕНЬ РИСКА ОБРУШЕНИЯ

В работе [3] показано, что устойчивость реального борта карьера должна оцениваться коэффициентом запаса устойчивости, определяемым как отношение среднего сопротивления по-

род сдвигу, рассчитанного с использованием нормативных прочностных характеристик пород по потенциальной поверхности скольжения в откосе, приведенном в предельное состояние, к среднему касательному напряжению, действующему по той же поверхности скольжения; численное значение этого показателя определяется как отношение расчетных прочностных характеристик пород к предельным их значениям. Только при таком подходе можно оценить погрешность коэффициента запаса устойчивости или сравнить разные расчеты, говорить о надежности полученных данных [46, 47].

Расчетный откос приводится в предельное состояние методом последовательных приближений путем пропорционального изменения оценок прочностных характеристик до предельных значений, т.е.

$$\frac{\operatorname{tg} \rho_n}{n} \sum p_i \cos \delta_i + \frac{k_n}{n} \sum \ell_i = \frac{\operatorname{tg} \rho_n \sum p_i \cos \delta_i + k_n \sum \ell_i}{\sum p_i \sin \delta_i}, \quad (15.20)$$

где $\operatorname{tg} \rho_n$ и k_n — оценки прочностных характеристик массива; n — коэффициент запаса устойчивости.

Из уравнения (15.20) определяется значение коэффициента запаса устойчивости:

$$n = \frac{\operatorname{tg} \rho_n}{\operatorname{tg} \rho_{\text{пред}}} = \frac{k_n}{k_{\text{пред}}} = \frac{\operatorname{tg} \rho_n \sum p_i \cos \delta_i + k_n \sum \ell_i}{\sum p_i \sin \delta_i}. \quad (15.21)$$

Как видно из формулы (15.21), она ничего общего не имеет с общеизвестной формулой определения коэффициента запаса как отношение удерживающих сил к сдвигающим, действующих в реальном откосе. Из формул (15.20), (15.21) видно, что расчету подвергается не сам откос, а его предельная схема.

Откос в предельное состояние можно привести не только, как показано в уравнении (15.20), т.е. изменением $\operatorname{tg} \rho_n$ и k_n пропорционально коэффициенту n , а изменяя только k или $\operatorname{tg} \rho$. Затем можно найти уравнение связи $k = f(\operatorname{tg} \rho)$ или наоборот и пользоваться им. Но как было показано в работах [44, 45, 47],

коэффициенты k и $\operatorname{tg} \rho$ взаимосвязаны и коррелированы между собой, поэтому предпочтительно пользоваться уравнением (15.20), так как оно учитывает взаимосвязь прочностных параметров.

Использование уравнения (15.21) дает возможность определить погрешность определения коэффициента запаса устойчивости по формуле [47]

$$\sigma_n^2 = A^2 \sigma_{\tau_{\text{сдв}}}^2, \quad (15.22)$$

где $A = \frac{I}{\tau_{\text{сдв}}}$; $\bar{\tau}_{\text{сдв}}$ — среднее сдвигающее напряжение, действующее по поверхности скольжения в откосе, приведенном в предельное состояние, МПа.

Погрешность (среднеквадратическое отклонение) σ_{τ} определяется по формуле (15.7), где P соответствует значению $\bar{\tau}_{y0}$ на диаграмме прочности $\tau = f(P)$, т.е.

$$\bar{\tau}_{y0} = \frac{\sum \tau_i}{N} = \frac{\sum (a_0 + a_1 P_i)}{N} = \frac{\sum a_0}{N} + a_1 \frac{\sum P_i}{N} = a_0 + a_1 \bar{P},$$

отсюда

$$\bar{P} = \frac{\bar{\tau}_{y0} - a_0}{a_1}, \quad \bar{P} = \frac{\sum P_i}{N},$$

где a_0 и a_1 — оценки коэффициентов уравнения $\tau = a_0 + a_1 P$; $\bar{\tau}_{y0}$ — среднее удерживающее напряжение, действующее по поверхности скольжения в откосе, приведенном в предельное состояние, МПа.

По известному математическому ожиданию и среднеквадратическому отклонению можно произвести интервальную оценку коэффициента запаса устойчивости с построением доверительного интервала при заданном уровне надежности.

Находим доверительные границы, которые с заданной доверительной вероятностью содержат истинный коэффициент запаса устойчивости:

$$\bar{n} - t_{p_0} \sigma_n \leq n \leq \bar{n} + t_{p_0} \sigma_n. \quad (15.23)$$

Если нижняя граница доверительного интервала окажется меньше единицы, то откос будет находиться в неустойчивом состоянии.

Устойчивому состоянию откоса будет соответствовать нижняя граница доверительного интервала, равная единице.

$$\bar{n} - t_{p_0} \sigma_n = 1, \quad (15.24)$$

отсюда определяем t_{p_0} , соответствующее устойчивому состоянию откоса:

$$t_{p_0} = \frac{(\bar{n} - 1)}{\sigma_n}. \quad (15.25)$$

По распределению Стьюдента и по числу степеней свободы можно определить, какой доверительной вероятности p соответствует найденное значение t_{p_0} .

Уровень риска r обрушения откоса определяется по формуле

$$r = 1 - p.$$

При расчете устойчивости используются только минусовые ошибки (идущие не в запас) и при двухсторонней доверительной вероятности уровень риска определяется как

$$r = \frac{(1 - p)}{2}. \quad (15.26)$$

На рис. 15.3 для указанных выше физико-механических характеристик приведены результаты расчета коэффициента запаса устойчивости и уровня риска.

Укрупненно алгоритм решения задачи выглядит следующим образом: определяется погрешность показателей сопротивления пород сдвигу; с учетом взаимосвязи и коррелируемости этих показателей вычисляется коэффициент запаса устойчивости; определяется его погрешность; определяется уровень риска обрушения реального откоса.



Рис. 15.3. Графики зависимостей коэффициента запаса устойчивости и уровня риска:

1 — ГОСТ 20522—96; 2 — для независимых показателей; 3 — для коррелируемых показателей; 4 — зависимость $n = f(H)$

Таким образом, приведенный алгоритм позволяет оценить коэффициент запаса устойчивости реального борта карьера.

Произведем оценку реального борта карьера «Нургазган» при прочностных характеристиках пород борта, приведенных в разделе 6.4, и заданной высоте борта карьера $H = 600$ м.

Расчет ведется по усовершенствованной методике проф. П.С. Шпакова [47]. Теория и инструкция пользования программой приведены в разделе 10.1—10.2. Расчет по этой методике позволяет определить не только численное значение коэффициента запаса устойчивости, но и значения, входящие в формулы (15.22)–(15.26). После того, как откос приводится в предельное состояние и определяется численное значение коэффициента запаса, автоматически для расчетного случая определяются следующие значения для $N = 30$:

$$l = y_3/k;$$

$$\tau_{\text{спед}} = y_a/l;$$

$$A = (l/y_b) \cdot 100 \quad (\text{с учетом размерности});$$

$$\sigma_{\text{спед}} = (\tau_{\text{спед}} - 0,5472)/0,785445;$$

$$\begin{aligned} \sigma_{\bar{\tau}_{y_a}}^2 &= 2,4434 \cdot 0,04127 \cdot 2 + \\ &+ 0,0023039(\sigma_{\text{спед}}/100) \cdot 2 - 2 \cdot 0,063948 \cdot 0,04127 \sigma_{\text{спед}}/100; \\ \sigma_n^2 &= \sigma_{\bar{\tau}_{y_a}}^2 A \cdot 2,04227. \end{aligned}$$

Здесь y_a и y_b — суммы удерживающих и сдвигающих сил соответственно. Коэффициенты $t = 2,04127$ и $t = 2,12$ — коэффициенты Стьюдента при доверительной вероятности $p = 0,95$ соответственно для $N = 30$ и $N = 16$; l — длина поверхности скольжения, оконтуривающей призму возможного обрушения; y_3 — коэффициент, вычисленный для определения l .

Для $N = 16$:

$$l = y_3/k;$$

$$\tau_{\text{спед}} = y_a/l;$$

$$A = (l/y_b) \cdot 100 \quad (\text{с учетом размерности});$$

$$\sigma_{\text{спед}} = (\tau_{\text{спед}} - 1,15)/0,7593;$$

$$\begin{aligned} \sigma_{\bar{\tau}_{y_a}}^2 &= 10,83 \cdot 0,04127 \cdot 2 + \\ &+ 0,0125(\sigma_{\text{спед}}/100) \cdot 2 - 2 \cdot 0,33164 \cdot 0,04127 \sigma_{\text{спед}}/100; \end{aligned}$$

$$\sigma_n^2 = \sigma_{\bar{\tau}_{y_a}}^2 \cdot A \cdot 2,12.$$

Результаты расчетов приведены в табл. 15.2

По данным табл. 15.2 построены графики (рис. 15.4), которые наглядно демонстрируют преимущество предлагаемой методики оценки реальных бортов карьеров.

Расчетные данные для предельного откоса, т.е. значения, соответствующие нижней границе коэффициента запаса устойчивости $\bar{n} - t_{p_0} \sigma_n = 1$ при $p = 0,95$, сведены в табл. 15.3.

Учитывая то, что для всех приведенных расчетов нижняя граница коэффициента запаса устойчивости равна единице, т.е. $\bar{n} - t_{p_0} \sigma_n = 1$, то

$$\bar{n} = 1 + t_{p_0} \sigma_n. \quad (15.27)$$

Верхняя кривая соответствует нормативным прочностным характеристикам.

Результаты оценки реального борта карьера «Нургаган»

| Пределенный угол откоса α , градус | КЗУ (\bar{n}) при норм. значениях прочн. характеристик ($N = 16$) | $\bar{n} - t_{p_0} \sigma_a$ | Пределенный угол откоса α , градус | КЗУ (\bar{n}) при норм. значениях прочн. характеристик ($N' = 30$) | $\bar{n} - t_{p_0} \sigma_a$ | Пределенный угол откоса α , градус | По ВНИМИ |
|---|---|------------------------------|---|--|------------------------------|---|----------|
| 43,65 | 1,3 | 1,128 | 43,65 | 1,3 | 1,23 | 43,65 | 1 |
| 48,1 | 1,176 | 1 | 50 | 1,128 | 1,055 | 47 | 0,927 |
| 48,6 | 1,163 | 0,989 | 52 | 1,081 | 1,007 | 53 | 0,814 |
| 49 | 1,153 | 0,978 | 52,3 | 1,074 | 1 | | |
| 50 | 1,128 | 0,954 | 52,5 | 1,069 | 0,995 | | |
| 53 | 1,058 | 0,882 | 53 | 1,058 | 0,984 | | |

Расчетные данные для предельного откоса

| Пределенный угол откоса α , градус | КЗУ (\bar{n}) при нормативных значениях прочностных характеристик | $\bar{n} - t_{p_0} \sigma_a$ | Методика |
|---|---|------------------------------|--|
| 43,65 | 1,3 | 1 | По ВНИМИ Предлагаемая при $N = 16$ |
| 48,1 | 1,176 | 1 | Предлагаемая при $N = 30$ |
| 52,3 | 1,074 | 1 | |

Таблица 15.2

Таблица 15.3



Рис. 15.4. Изменение коэффициента запаса устойчивости от угла наклона борта карьера

15.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ОТКОСОВ С ЗАДАННЫМ УРОВНЕМ РИСКА ОБРУШЕНИЯ

При составлении проектов отработки месторождений полезных ископаемых открытым способом возникают и другие две задачи: определить предельную высоту откоса ($H_{\text{пред}}$) при заданном угле откоса; определить предельный угол откоса ($\alpha_{\text{пред}}$) при заданной высоте откоса.

Если требуется определить предельную высоту ($H_{\text{пред}}$) при известном угле откоса α и заданном уровне риска обрушения r , то в этом случае порядок решения задачи следующий:

- по заданному уровню риска обрушения откоса r определяем доверительную вероятность устойчивого состояния откоса $p = 1 - 2r$ или $p = 1 - r$ (для двухсторонней и односторонней доверительной вероятности). По распределению Стьюдента по p и числу степеней свободы определяем значение t_{p_0} ;

- обработав результаты испытания пород на сдвиг по методике, изложенной в разделе 5, определяем:

вид зависимости $\tau = f(p)$; оценки коэффициентов a_{k_i} этого уравнения; оценки дисперсии $\sigma_{a_{k_i}}^2$ коэффициентов a_{k_i} ; оценки корреляционных моментов $\tilde{k}_{a_i a_j}$;

- определяем предельную высоту откоса, для чего: задаемся приближенной высотой откоса H_i . Для заданных параметров H_i , α приводим откос в предельное состояние и по формуле (15.21) определяем коэффициент запаса устойчивости n_i ; по формуле (15.22) определяем значение σ_n ;
- определяем по формуле (15.24) нижнюю границу коэффициента запаса устойчивости и сравниваем ее с единицей. Если полученная величина окажется больше единицы, то увеличиваем высоту откоса H_i ; если же эта величина окажется меньше единицы, то уменьшаем высоту откоса H_i и повторяем расчет. Решение продолжается до тех пор, пока не будет выполнено условие (15.24).

Для второй задачи решение аналогично предыдущему, с той лишь разницей, что при заданной высоте откоса H следует задаваться различными углами наклона α_i . Затем методом последовательных приближений находится предельный угол откоса $\alpha_{\text{пред}}$, для которого выполняется равенство (15.24). Значение коэффициента запаса вычисляем по формуле (15.27).

Это значит, что величину l можно принимать как необходимый коэффициент запаса устойчивости, который в зависимости от принимаемого уровня риска r компенсирует ошибку исходных данных. Значение $t_{\text{рн}}$ определяется по количеству испытаний и доверительной вероятности (уровню риска).

По приведенным алгоритмам составлены программы для решения задач на ЭВМ. С их помощью, используя результаты испытаний пород на сдвиг, приведенные в разд. 5, были произведены расчеты по определению предельной высоты $H_{\text{пред}}$, при постоянном угле откоса $\alpha = 28^\circ$, для различных значений уровня риска r и по определению предельного угла $\alpha_{\text{пред}}$, при постоянной высоте откоса $H = 50$ м, для различных значений уровня риска r обрушения откоса [44, 47] (табл. 15.4 и 15.5).

Для сравнения аналогичные расчеты были проведены и для некоррелированных показателей k и $\operatorname{tg} \rho$ (параметры сопротивления пород сдвигу).

Таблица 15.4

| Уровень риска обрушения r , % | Предельный угол откоса $\alpha_{\text{пред}}$, градус для некоррелированных показателей | Коэффициент запаса устойчивости l для некоррелированных показателей | СКО коэффициента запаса σ_n для некоррелированных показателей | |
|---------------------------------|--|---|--|-----------------------------------|
| | | | для коррелированных показателей | для некоррелированных показателей |
| 0,5 | 24,1 | 18,28 | 1,110 | 1,338 |
| 1,0 | 24,6 | 19,43 | 1,094 | 1,283 |
| 2,5 | 25,3 | 20,99 | 1,094 | 1,218 |
| 5 | 25,8 | 22,25 | 1,075 | 1,171 |
| 10 | 26,4 | 23,62 | 1,060 | 1,125 |
| 15 | 26,8 | 24,52 | 1,038 | 1,097 |
| 20 | 27,0 | 25,23 | 1,029 | 1,077 |
| 25 | 27,3 | 25,82 | 1,022 | 1,061 |

Таблица 15.5

| Уровень риска обрушения r , % | Предельная высота откоса $H_{\text{пред}}$, м для некоррелированных показателей | Коэффициент запаса устойчивости l для некоррелированных показателей | СКО коэффициента запаса σ_n для некоррелированных показателей | |
|---------------------------------|--|---|--|-----------------------------------|
| | | | для коррелированных показателей | для некоррелированных показателей |
| 0,5 | 38,66 | 25,47 | 1,131 | 1,406 |
| 1,0 | 40,29 | 28,27 | 1,109 | 1,328 |
| 2,5 | 42,34 | 32,07 | 1,083 | 1,242 |
| 5 | 43,91 | 35,17 | 1,065 | 1,185 |
| 10 | 45,55 | 38,61 | 1,048 | 1,132 |
| 15 | 46,56 | 40,87 | 1,037 | 1,103 |
| 20 | 47,56 | 42,69 | 1,030 | 1,080 |
| 25 | 48,05 | 44,22 | 1,023 | 1,062 |

На рис. 15.5 и 15.6 наглядно продемонстрированы результаты расчетов (для уровня риска $r = 5\%$) параметров предельного откоса для независимых и коррелированных показателей α_0 и α_1 при $\alpha = 28^\circ$ и $H = 50$ м.

Анализ расчетов, приведенных в табл. 15.4 и 15.5, показывает, что неучет коррелированности показателей сопротивления сдвигу завышает σ_n более чем в два раза, а это в свою очередь приводит к занижению параметров предельного откоса. Это очень хорошо видно на рис. 15.5 и 15.6, где разница между расчетами при независимых и коррелированных показателях выделена заштрихованной областью.

Из условия устойчивого состояния (равенства нижней границы доверительного интервала коэффициента запаса устойчивости единице) необходимый коэффициент запаса устойчивости n вычисляется по формуле (15.27).

Это значит, что величину n можно принимать как необходимый коэффициент запаса устойчивости, который в зависимости от принимаемого уровня риска r компенсирует ошибку исходных данных. Значение t_{p_0} определяется по количеству испытаний и доверительной вероятности (уровню риска).

На рис. 15.7—15.10 приведены графики зависимостей параметров предельного откоса для $\alpha = 28^\circ$ и $H = 50$ м при независимых и коррелированных показателях α_0 и α_1 от уровня риска обрушения.

Доверительная вероятность или уровень риска должен выбираться только в зависимости от категории борта. Численные значения коэффициентов, учитывающих категорию борта, приведены в работе [8]. Естественно, в расчетах устойчивости должен приниматься во внимание коэффициент, учитывающий продолжительность стояния борта карьера.

Тогда необходимый коэффициент запаса устойчивости определяется как

$$n_{\text{неб}} = I + t_p \sigma_n + \Delta n, \quad (15.28)$$

где Δn — изменение коэффициента запаса устойчивости во времени.

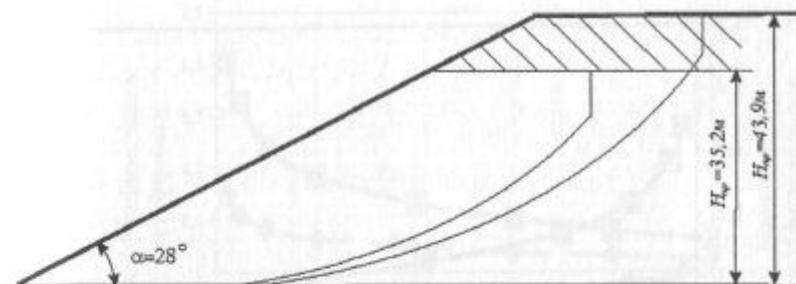


Рис. 15.5. Сравнение высоты предельного откоса H_{np} для независимых и коррелированных показателей a_0 и a_1 при $p = 0,9$ ($r = 5,0\%$) для $\alpha = 28^\circ$

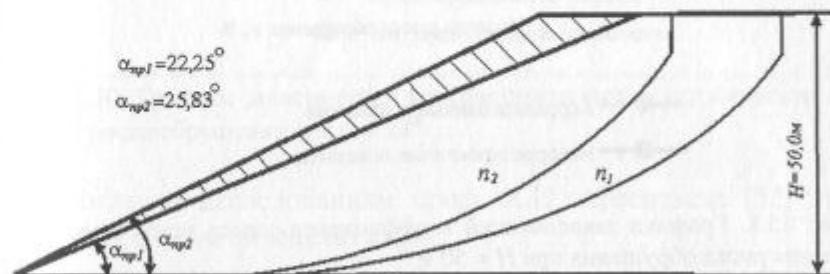


Рис. 15.6. Сравнение угла предельного откоса α_{np} для независимых и коррелированных показателей a_0 и a_1 при $p = 0,9$ ($r = 5,0\%$) для $H = 50$ м



Рис. 15.7. Графики зависимостей угла предельного откоса α_{np} от уровня риска обрушения при $H = 50$ м

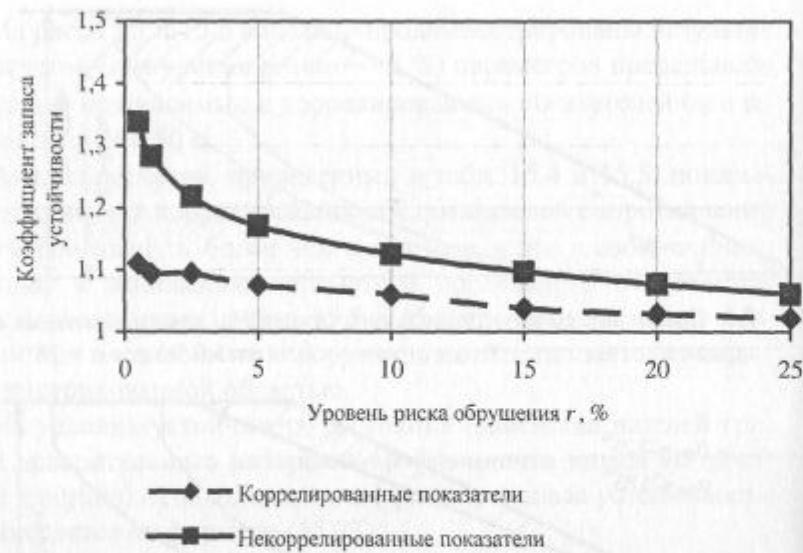


Рис. 15.8. Графики зависимостей коэффициента запаса устойчивости от уровня риска обрушения при $H = 50$ м



Рис. 15.9. Графики зависимостей предельной высоты откоса от уровня риска обрушения при $\alpha = 28^\circ$



Рис. 15.10. Графики зависимостей коэффициента запаса устойчивости от уровня риска обрушения при $\alpha = 28^\circ$

Согласно исследованиям проф. А.И. Арсентьева [52] эту поправку можно определить как

$$\Delta n = C(1 - e^{\beta r}). \quad (15.29)$$

Коэффициенты, входящие в формулу (15.29), определяются для конкретных условий месторождений или по аналогии с другими месторождениями. Необходимо отметить, что эти коэффициенты должны уточняться на основании постоянных наблюдений за устойчивостью бортов карьеров и накоплению данных по испытанию прочностных свойств пород.

Исходя из приведенных примеров можно констатировать: использование методов теории вероятностей и математической статистики дает возможность более строго и научно обоснованно определять расчетные характеристики прочностных показателей прибортового массива.

В качестве расчетных характеристик должны приниматься значения показателей прочности, соответствующие нижней границе доверительного интервала, рассчитанного на основании достаточного количества опытных данных и построенного с заданным уровнем вероятности.

Установлено, что дисперсия коэффициента запаса устойчивости является линейной функцией случайных величин, входящих в уравнение предельного равновесия и зависящих от погрешности определения прочностных характеристик как для однородного откоса, так и для откоса, расположенного на слабом наклонном основании.

Предлагаемый подход к оценке устойчивости карьерных откосов позволяет установить доверительные границы коэффициента запаса устойчивости и параметры откоса, обеспечивающие его предельное состояние при заданной доверительной вероятности. Устойчивому состоянию откоса будет соответствовать нижняя граница доверительного интервала, равная единице.

Решение данного вопроса представляется весьма актуальным, т.к. позволяет учесть влияние ряда природных и техногенных факторов, обуславливающих высокий уровень неопределенности объекта исследований.

Вероятностный подход к решению задач устойчивости открывает большие перспективы для надежного обоснования параметров карьерных откосов и принятия оптимальных инженерных решений на различных стадиях проектирования и разработки месторождений открытым способом.

16. ЗАОТКОСКА УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОМ ПОЛОЖЕНИИ. УКРЕПЛЕНИЕ И УПРОЧНЕНИЕ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ НА КАРЬЕРАХ

16.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ И ПРИ ЗАОТКОСКЕ УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОМ ПОЛОЖЕНИИ

При подходе горных работ к проектному контуру для снижения вредного влияния взрывных работ на горный массив приконтурной зоны производится изменение технологии ведения буровзрывных работ согласно паспортам заоткоски уступов, определяющим способы ведения взрывных работ, методы заоткоски, параметры откосов уступов, мероприятия (в случае необходимости) по искусственному укреплению.

Массив горных работ, прилегающий к откосу, по разрушениям от воздействия массовых взрывов условно разделяется на четыре зоны:

- отрыва и дробления;
- заколов;
- остаточных деформаций;
- колебаний и сотрясений.

Размеры этих зон зависят от физико-механических свойств и структуры горных пород, а также параметров буровзрывных работ, т.е. типа ВВ, схемы взрываия, конструкции заряда и количества одновременно взываемого ВВ.

По размерам зон деформирования определяется ширина приконтуарной ленты, при подходе к которой производится переход на специальную технологию ведения буровзрывных работ. Снижение отрицательного воздействия взрыва на приконтуарный массив достигается уменьшением количества одновременно взрываемого ВВ при подходе к проектному контуру; применением контурного взрывания преимущественно наклонными скважинами меньшего диаметра, чем при обычных эксплуатационных работах; заоткоской уступов по трещинам, падающим в сторону карьера и т.д.

Технология контурного взрывания дает возможность установки уступов в предельное положение при неблагоприятно ориентированной трещиноватости. Особенность контурного взрывания заключается в том, что ряд сближенных скважин малого диаметра, пробуренных по проектному контуру, заряжаются ослабленными зарядами ВВ, так что между зарядом и стенкой скважины сохраняется значительный воздушный зазор, который может быть заполнен забойкой. Наличие воздушного зазора или пористой забойки приводит к тому, что действие взрыва приближается к действию метательного ВВ. Давление взрывных газов на стенки скважин нарастает и имеет небольшую величину. Оно не достигает предела прочности породы на сжатие, поэтому зоны раздавливания вокруг заряда не образуются, радиальных трещин за проектным контуром не возникает, а развивается только одна трещина в плоскости, проходящей через оси скважин; вдоль ряда скважин образуется относительно ровная поверхность откоса с видимыми следами скважин. Существуют два основных способа контурного взрывания: контурная отбойка (гладкое взрывание), когда заряды контурного ряда взрываются после основных зарядов рыхления, и предварительное щелеобразование, когда заряды контурного ряда взрываются первыми. Существует также способ контурного обуриивания, когда скважины контурного ряда сильно сближены между собой и не заряжаются, а взрываются только скважины рых-

ления. Ввиду значительной трудоемкости и высокой стоимости буровых работ этот способ применяется редко.

Из зарубежного опыта контурного взрывания следует отметить применение дополнительного буферного ряда с уменьшением расстояний между скважинами и зарядом в них. Такое взрывание значительно расширяет зону предварительного дробления и практически полностью предотвращает разрушение пород под действием взрывных волн в законтурном массиве [96].

Контурная отбойка применяется обычно при отсутствии неблагоприятной трещиноватости пород, а также в том случае, если законтурный массив по технологическим причинам уже попадает в зону остаточных деформаций от действия массовых взрывов и применение способа предварительного щелеобразования уже не имеет смысла. При заоткоске уступов способом гладкого взрывания контурные заряды отрывают с поверхности откоса слой, подверженный разрушениям, создают более устойчивую поверхность. Положительные результаты достигаются при расстоянии между контурными скважинами 2—3 м с величиной заряда 2—4 кг на 1 м скважины. Скважины уменьшенного диаметра располагаются на расстоянии 2—3 м от бровки уступа и заряжаются патронами ВВ малого диаметра. Заряд распределенный и может изготавливаться в виде гирлянд из патронов ВВ на детонирующем шнуре. Верхняя часть скважины на высоту 2,0—2,5 м заполняется забойкой. Пространство между патронами и стенкой скважины можно оставлять незаполненным. В нижней части скважины помещается основной заряд массой 8—10 кг.

Бурение и взрывание контурных скважин можно производить после взрывания скважин рыхления. Возможно также совмещение во времени взрывания контурных зарядов с основными с замедлением 35—50 мс [94].

Наиболее эффективным способом заоткоски уступов на проектном контуре является предварительное щелеобразование

Таблица 16.1

Масса заряда ВВ, приходящаяся на 1 м длины скважины, кг/м

| Коэффициент крепости пород по Протодьяконову | Диаметр скважин (мм) и расстояние между ними (м) | | | | | |
|--|--|---------|---------|---------|---------|---------|
| | 105—150 | 105—150 | 105—150 | 200—250 | 200—250 | 200—250 |
| 6—8 | 0,8 | 1,2 | 1,5 | 2,0 | 2,2 | 2,5 |
| 10—12 | 1,0 | 1,5 | 2,0 | 2,5 | 3,2 | 3,5 |
| 13—15 | 1,3 | 2,0 | 2,5 | 3,0 | 3,8 | — |
| 16—20 | 1,5 | 2,2 | 3,0 | 3,5 | — | — |

Ориентировочные расстояния между скважинами защитных щелей и расход ВВ приведены в табл. 16.1, составленной Э.Л. Галустьянном [98, 99] по материалам публикаций о результатах применения контурного взрывания в строительстве и на карьерах.

Расстояние между предохранительной щелью и основными зарядами рыхления на уровне подошвы уступа должно быть в пределах 5—7 диаметров скважин дробления. При меньшем расстоянии приконтурный откос повреждается основным взрывом.

Взрывание зарядов предохранительной щели может производиться до бурения скважин зарядом рыхления, а также одновременно с основными зарядами. Опережение взрыва контурных зарядов принимают в 35—50 мс. Уменьшение этого интервала приводит к повреждению закончурного массива, увеличение интервала замедления приводит к повреждению основных зарядов взрывом контурных зарядов.

Создание предварительной щели взрывом снижает деформирование пород закончурной части массива. Практика и исследование на моделях показывают, что наиболее эффективная предварительная щель получается при определенном соответствии между величиной заряда в скважинах и расстоянием между ними [97].

Наименьший выход трещин за линию расположения зарядов в глубь массива происходит при оптимальном расстоянии между зарядами, наименьшее распространение трещин в глубь массива наблюдается и при завышении расстояния между скважинами особенно при их сближении.

или так называемый способ предварительного откола массива. Свободная поверхность, создаваемая при этом способе в теле массива, служит экраном для ударных волн при взрыве основных зарядов рыхления.

Предварительная щель создается путем взрывания рассредоточенных зарядов в скважинах, пробуренных по проектному контуру на разном расстоянии друг от друга. Они снижают деформации за проектным контуром, как показывают исследования, в 2—6 раз. Предварительная щель должна создаваться только в зоне, не подвергающейся влиянию массовых взрывов, за пределами зоны остаточных деформаций. При нарушении горного массива закончурной зоны массовыми взрывами экранирующая щель не дает желаемого результата.

Предварительная щель создается на расстоянии 30—50 м до подхода взрывных работ к проектному контуру за пределами зоны остаточных деформаций, величина которой определяется теоретически, а затем уточняется путем проведения исследований (промышленно-экспериментальных взрывов) на карьере.

Минимальная ширина нарушенной зоны, служащей искусственным экраном для отражения ударных волн от действия массовых взрывов в породах различной крепости, как показывает практика, достаточно эффективна от 0,5 до 1,0 м. Метод предварительного щелеобразования наиболее эффективен в скальных трещиноватых массивах при крупноблочном их строении. Пространственная ориентировка трещин существенно влияет на эффективность применения предварительного щелеобразования. В случаях, когда плоскость слоистости и сланцеватости падает в сторону свободной поверхности откоса, необходимо производить только предварительное щелеобразование. Чистота стенок щели зависит от расстояния между контурными зарядами в ряду. Высота неровностей должна быть менее 10% от расстояния между скважинами. Такая чистота стенок достигается при расстоянии между контурными зарядами 1,0—3,6 м [94].

Для уменьшения деформаций законтурной части массива при формировании предварительной щели рекомендуется в скважины вставлять специальные прокладки. Применение прокладок разной акустической жесткости в скважинах приводит к перераспределению энергии взрыва.

В результате количество и глубина проникновения трещин в законтурную часть массива резко сокращается. В качестве прокладочного материала принимается резина и дерево.

Другим способом уменьшения деформации законтурного массива при создании предварительной щели является производство в скважинах двух диаметрально противоположных пропилов по линии проектного контура. Пропили играют роль направляющих в момент трещинообразования при взрыве скважинных зарядов [5]. Основы определения и расчета рациональных параметров контурного взрывания рассмотрены в работе [95].

В настоящее время разработано множество схем расположения защитных щелей при погашении уступов на предельном контуре карьера, позволяющих производить качественную заоткоску приконтурного массива в различных горно-геологических ситуациях.

На рис. 16.1 представлены схемы расположения защитных щелей в приконтурной зоне карьера, предложенной Э.Л. Галустяном [98]: *а, б* — в однородных (квазиоднородных) породах; *в, г* — в лежачем боку при пологом и пологонаклонном падении слоев; *д, л* — в однородных равномерно трещиноватых породах, в висячем боку; *е, жс* — в различных геологических условиях при применении универсальных станков; *з* — то же, при использовании охранных целиков; *и, к* — в висячем боку при крутонаклонном и наклонном падении слоев; *1* — наклонная оконтуривающая экранирующая полусвободная щель; *2* — зона трещинообразования, возникающая в результате дробящего действия взрыва; *3* — воронка выброса; *4* — барьерная полусвободная щель, вертикальная; *4'* — то же наклонная; *5* — зажатая комбинированная экранирующая щель, наклонная; *6* — отрезная щель над улавливающей бермой; *7* — наклонная зажатая эк-

ранирующая щель; *8* — предохранительный целик; *9* — зажатая комбинированная экранирующая щель; вертикальная *а* — ширина бермы; ПП — приконтурная полоса.

Единой технологии заоткоски уступов, приемлемой для всех месторождений и даже в пределах одного месторождения со сложными геологическими условиями, нет. Необходимо учитывать направление трещин, слоистость, наличие зон дробления и др. Важное значение имеют свойства пород, характеризующие их разрушаемость буровзрывным способом [99]. Значительное число технологических схем позволяет их классифицировать по различным признакам. В.Н. Попов, И.И. Попов, Р.П. Окатов, П.С. Шпаков разделили их на две группы:

- 1) совместное сдавливание — сстраивание подуступов;
- 2) раздельная заоткоска подуступов.

Авторы отмечают, что заоткоска уступов под проектными углами может вестись по следующим технологическим схемам:

- предварительное щелеобразование на предельном контуре карьера наклонными скважинами на высоту одного или нескольких уступов;
- применение однородных заоткосных скважин по проектному контуру на всю высоту уступа при выемке последней заходки в приконтурной полосе;
- двухрядные наклонные скважины на всю высоту уступа;
- сочетание наклонных глубоких и вспомогательных коротких скважин;
- сочетание глубоких наклонных и вспомогательных вертикальных коротких скважин;
- оформление верхней части уступа, установленного в проектный контур, короткими наклонными скважинами;
- заоткоска вертикальными короткими скважинами;
- однорядные вертикальные скважины на всю высоту уступа.

При дальнейшем развитии науки и техники не исключена возможность заоткоски уступов посредством прожигания пород по проектному контуру под расчетными углами их наклона. Обобщающие технологические схемы по заоткоске уступов по проектному контуру приведены на рис. 16.2, 16.3. При составле-

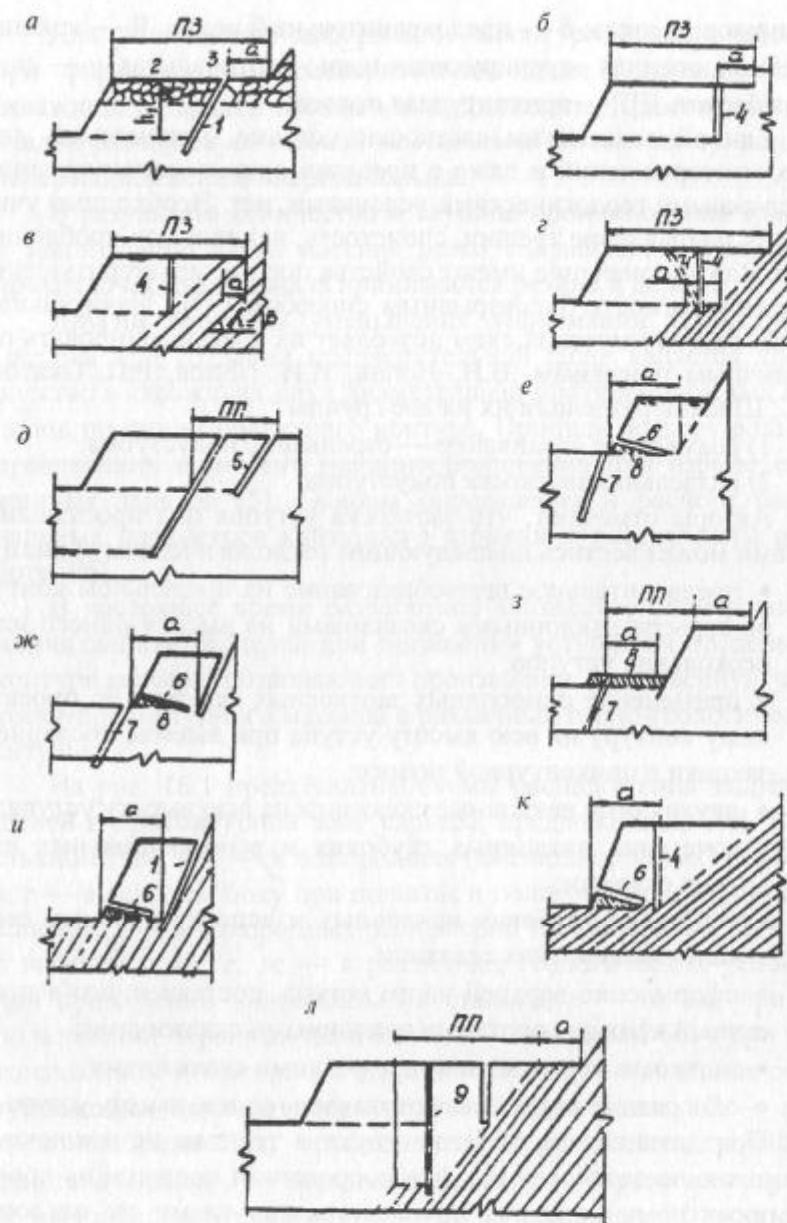


Рис. 16.1. Схемы расположения защитных щелей в приконтурной зоне (ПЗ) карьера

522

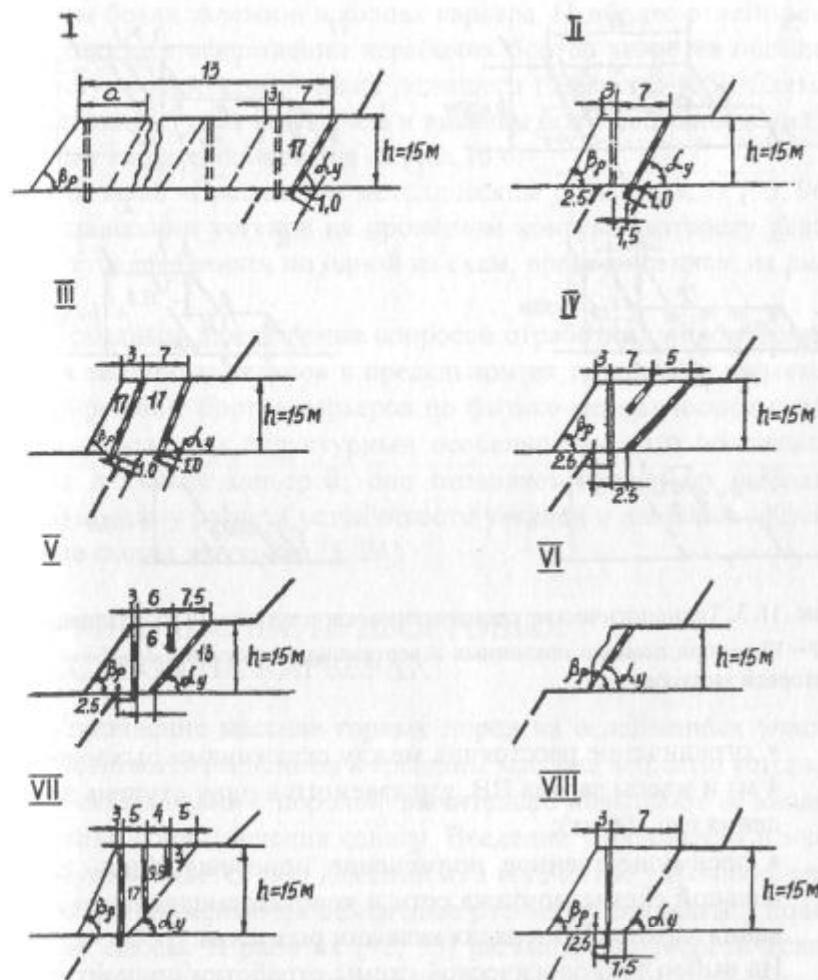


Рис. 16.2. Технологические схемы заоткоски уступов на проектном контуре карьера

нии паспортов БВР для приконтурной полосы необходимо выполнение следующих основных требований:

- соответствие используемых защитных щелей геологическим условиям участка борта;
- недопущение перебуров скважин рыхления, буримых над верхней бровкой нижележащего уступа;

523

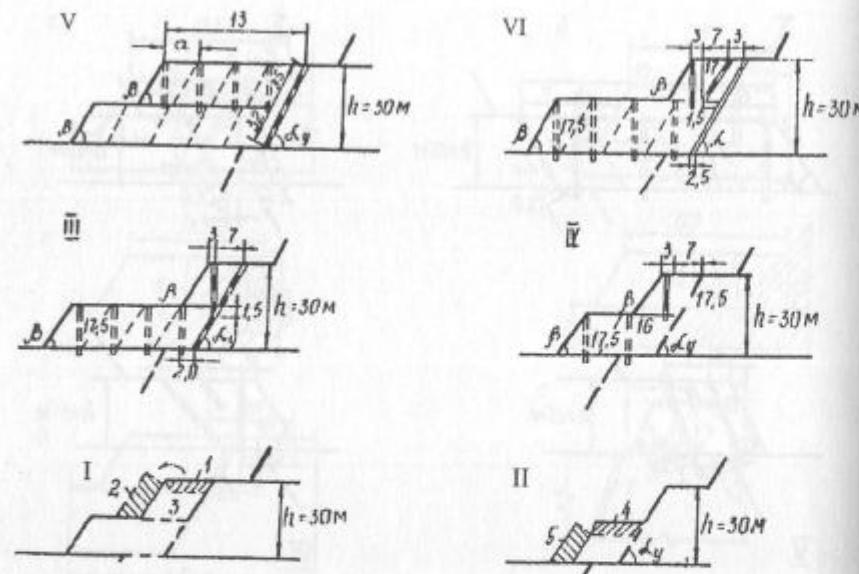


Рис. 16.3. Технологические схемы заоткоски уступов при их сдавливании:
III—VI — при помощи наклонных и вертикальных скважин; I—II — экскаваторная заоткоска

- ограничение расстояния между скважинами рыхления (3–4 м) и массы заряда ВВ, взываемого в одну ступень замедления (до 500 кг);
- преимущественное применение поперечной или диагональной схемы монтажа сети и короткозамедленного взрывания зарядов ВВ в рядах скважин рыхления.

На выбор технологической схемы отработки приконтурных полос оказывает влияние геологическое строение участка месторождения и структура массива, прочность горных пород и характеристики сопротивления сдвигу по контактам слоев и трещин, сроки стояния бортов в предельном положении, интенсивность выветривания и осыпания пород с поверхности откосов, технические характеристики применяемых на предприятии буровых станков.

Паспорт БВР должен составляться отдельно для промежуточных, надбермовых и улавливающих горизонтов, в лежачем и

висячем боках залежи и в торцах карьера. Наиболее ответственным этапом в оформлении нерабочих бортов является погашение уступа над бермой ниже лежащего горизонта [25]. Схемы погашения уступов в лежачем и висячем боку месторождения и в торцах карьера приведены на рис. 16.4.

Согласно «Временным методическим указаниям...» [95, 96] пристраиванием уступов на проектном контуре заоткоску рекомендуется выполнять по одной из схем, представленных на рис. 16.5.

Исходным для решения вопросов отработки приконтурных лент и заоткоски уступов в предельном их положении является районирование бортов карьеров по физико-механическим свойствам пород и их структурным особенностям. Это положение общее для всех карьеров; оно позволяет правильно выбрать нужную схему расчета устойчивости уступов и наиболее эффективные схемы заоткоски [5, 24].

16.2. УПРОЧНЕНИЕ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ НА КАРЬЕРАХ

Упрочнение массива горных пород на ослабленных участках достигается введением в трещины массива веществ, которые после схватывания с породой значительно повышают ее характеристики сопротивления сдвигу. Введение упрочнителя в массив осуществляется под давлением, а в качестве упрочняющего материала применяются цементные растворы, силикаты и полимерные смолы. В работах [92, 93] рассмотрены теоретические основы и технология укрепления горных пород различными способами, включая синтетические смолы, на ряде горнодобывающих предприятий бывшего СССР и зарубежных стран.

Цементация горных пород производится при проведении выработок в водоносных породах, укреплении неустойчивых и нарушенных массивов и может эффективно применяться при наличии в породах трещин шириной не менее 0,15–0,20 мм. При нагнетании цементного раствора частицы цемента с большим диаметром будут отфильтровываться у входа в трещины и

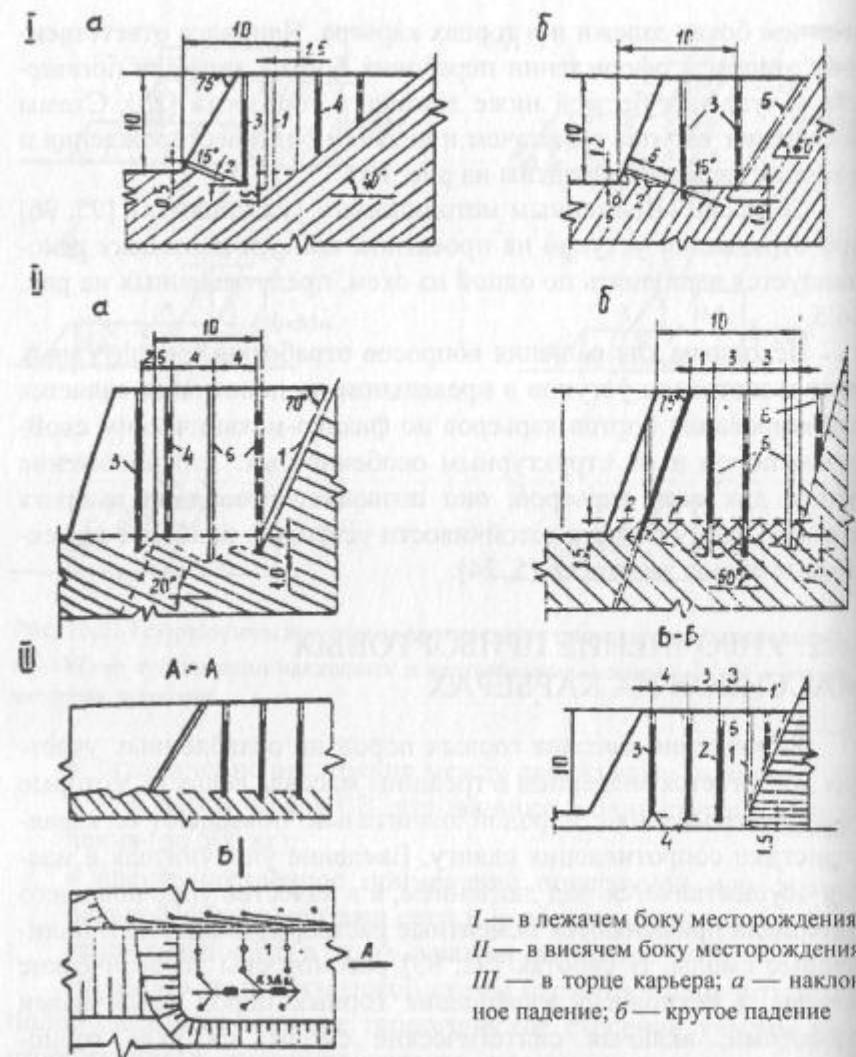


Рис. 16.4. Схемы расположения щелей и параметры БВР при отработке приконтурных лент. Технологические схемы заоткоски уступов при их сдавливании:

I — вертикальная скважина; 2 — зажатая отрезная экранирующая щель; 3 — скважина рыхления; 4 — укороченная скважина без переборов; 5 — наклонная щель; 6 — предохранительный целик; 7 — временный целик под будущей бермой

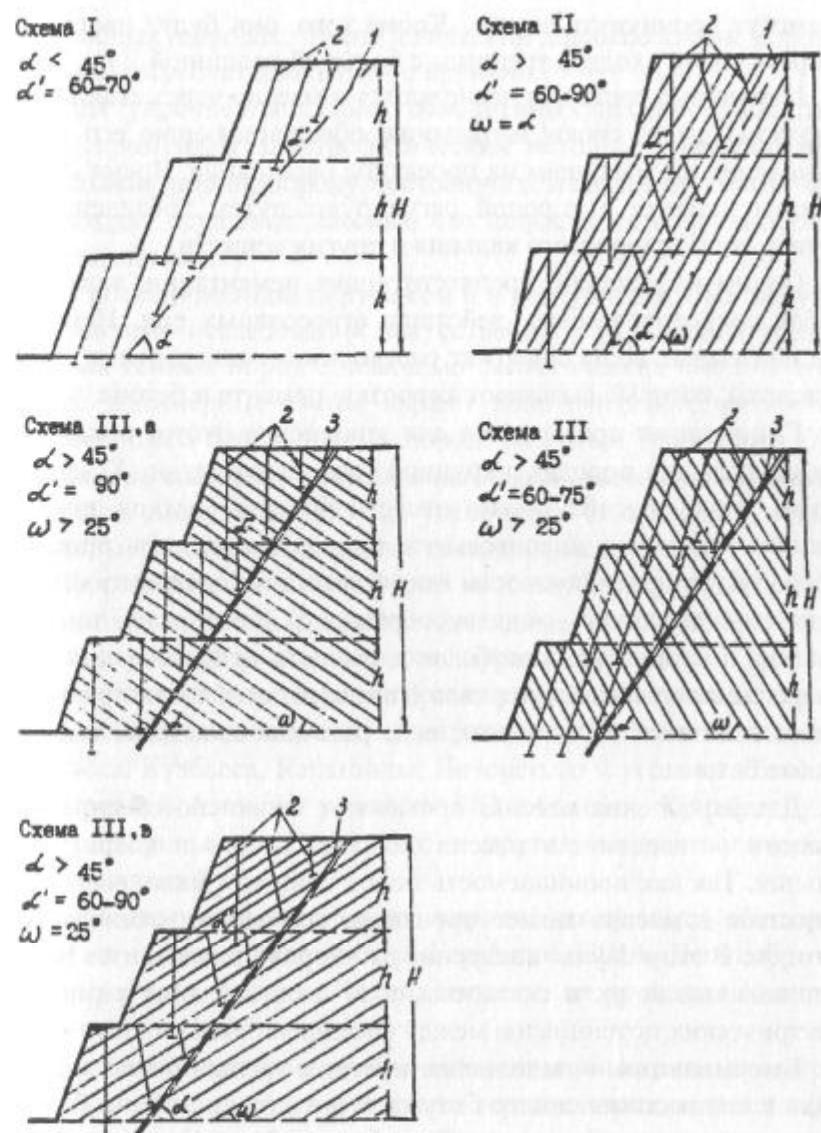


Рис. 16.5. Схемы отработки приконтурных лент при страивании уступов на предельном контуре:

1 — линия предельного контура; 2 — скважинные заряды в приконтурной ленте; 3 — контурные скважины; α — угол заоткоски; α' — угол наклона скважины; ω — угол падения трещин

не смогут проникнуть внутрь. Кроме того, они будут частично засорять собой входы в трещины с большей толщиной.

Цементные растворы нагнетаются в массив через скважины и должны иметь сроки застывания, обеспечивающие его проникновение по трещинам на проектное расстояние. Время схватывания цемента с породой регулируют путем добавления в раствор соды, хлористого кальция и других веществ.

Одним из условий, препятствующих цементации, является слабая сопротивляемость действию агрессивных вод. Некоторые подземные воды содержат растворимые минеральные соли и кислоты, которые вызывают коррозию цемента и бетона.

Глинизация применяется для заполнения пустот в карстовых породах и в породах с крупной трещиноватостью. К недостаткам этого способа можно отнести большой расход тампонажного материала, значительную продолжительность процесса, слабую сопротивляемость глинистого тампонажного камня внешнему давлению, нецелесообразность тампонажа тонких трещин. Достоинство способа: возможность использования местного тампонажного материала (глины), способность противостоять действию агрессивных вод, разъедающих даже специальные бетоны.

Для укрепления массива применяют также способ **силикатизации** — введение в массив силиката натрия и хлористого кальция. Так как проницаемость пород слишком мала, введение силикатов в массив может производиться электрохимическим методом. В этом случае внедрение растворов производится не за счет нагнетания их в скважины, а за счет создания разности электрических потенциалов между соседними скважинами.

Битумизация — заполнение пустот и трещин путем нагнетания в них расплавленного битума. В жидким состоянии битум проникает в трещины с раскрытием более 0,2 мм. Однако даже в твердом состоянии битум сохраняет пластичность и при определенном давлении начинает течь и выделяться из трещин.

Искусственное замораживание горных пород применяется при проходке шахтных стволов и других горных выработок в

водоносных породах. Технологический процесс очень дорогостоящий и требует длительного времени.

Для упрочнения слабых обводненных песчано-глинистых пород применяют электрофизический метод — **электроосмос**, т.е. воздействие на породу постоянного тока, в результате чего происходит осушение массива, что повышает его прочностные характеристики.

В последние годы за рубежом и в республиках СНГ ведутся интенсивные исследования искусственного укрепления трещиноватых горных пород с помощью синтетических смол. В этом случае полимерные смолы играют роль синтетического клея, скрепляющего блоки горных пород, разбитых трещинами. Укрепляющие составы — это сложные смеси, включающие синтетическую смолу, отвердитель, ускорители схватывания, стабилизаторы, растворители, другие специальные добавки.

Для приготовления растворов используют различные смолы — фенолоальдигидные, аминоальдигидные, полиэфирные, эпоксидные, кремнийорганические, полиуретановые смеси и др.

Технология упрочнения горных пород нагнетанием скрепляющих составов освоена и широко применяется на шахтах Донбасса, Кузбасса, Караганды, Печорского и угольных бассейнов Средней Азии, на рудниках ПО «Апатит», Кривбассруды, Урала, Норильского, Кольского и других полиметаллических месторождений.

Технология инъекционного упрочнения является общепринятой на горных предприятиях Германии, США, Великобритании, Франции, Японии, Чехии, Бельгии, на рудниках Канады, Индии, США, ЮАР и др.

Большой опыт по применению полимерных смол для укрепления слабых участков в массиве горных пород имеется в Западных странах, в частности, в Германии. Полимерные смолы применяются здесь для устранения конвергенции, укрепления почвы в рыхлых породах, опережающего крепления горных выработок, заполнения пустот (купов) в тоннелестроении, на рудниках и шахтах.

Наилучшие показатели в качестве материала для упрочнения массива горных пород имеют полиуретановые смолы. Полиуретановые смолы представляют собой материал, образующийся в результате реакции полиизоциантов с полиольными смолами. До смешивания компоненты представляют собой жидкости со сравнительно низкой вязкостью; при соединении компоненты некоторое время сохраняют свойства текучести, затем состав твердеет с увеличением в объеме. Основными достоинствами полиуретанов является большая прочность, низкая молекулярная дисперсность, позволяющая составу проникать в трещины с шириной раскрытия менее 0,01 мм, высокая прочность адгезионной связи («адгезия» от латинского слова *adhaesio* — прилипание) пограничного слоя «полимер — горная порода», высокий коэффициент вспенивания (в 1,5—8 раз), низкая токсичность, приемлемое (3—45 мин) время гелеобразования. Обладая высокой проникающей способностью, упрочняющий состав, при нагнетании его под высоким давлением, заполняет 90—95 % всех имеющихся в массиве трещин. Затвердевший полиуретан обладает остаточной пластичностью, что дает возможность упрочняемому массиву деформироваться без разрушения и выдерживать сейсмические нагрузки. Вспениваясь, полиуретан создает дополнительный распорный эффект, что повышает связи между блоками массива и улучшает его прочностные свойства.

Отличительными особенностями полиуретана, определяющими его преимущества перед другими типами смол, являются высокая адгезия с породами при отвердении под давлением, регулируемое время потери текучести и набора прочности, экзотермический характер реакции полимеризации компонентов (саморазогрев) и остаточная пластичность, которая позволяет не терять связности упрочненных пород при взрывных работах и процессах сдвижения горных пород.

Перечисленные выше свойства полимерных полиуретановых смол указывают на целесообразность использования их для

укрепления прибортового массива скальных и полускальных трещиноватых пород карьеров.

Однако значительного опыта работ по упрочнению массива путем **смолоинъектирования** в странах СНГ нет. Применение инъекционных систем для укрепления пород в карьерах требует проведения промышленно-экспериментальных работ. Для приобретения полимерных смол, соответствующего нагнетательного оборудования и обучения персонала, занятого на этих работах, потребуется заключение контракта с соответствующими западными фирмами.

Сущность смолоинъекционного упрочнения состоит в том, что быстротвердеющие и обладающие повышенной проникаемостью скрепляющие составы — химические растворы на основе полимерных смол — при нагнетании их под высоким давлением в трещиноватые массивы проникают в поры и трещины и, отвердевая там, склеивают естественные отдельности и образуюточно связанный (монолитный) массив, который не расслаивается и не обрушается. Такое скрепление между собой структурных отдельностей массива по существу представляет целенаправленное изменение механических свойств массива пород с переводом его в близкое к монолитному состояние. При этом размеры зоны проникновения упрочняющих составов для трещиноватых массивов практически не ограничены и зависят от направления и протяженности трещин, глубины распространения и величины их раскрытия в массиве. По сравнению с цементными растворами составы на основе смол обладают большей проникающей способностью (могут заполнить трещины с шириной раскрытия менее 0,01 мм), а сроки их твердения и прочность могут изменяться в широких пределах. Химические растворы, имеющие вязкость, близкую к вязкости воды, способны легко ее вытеснять из пор и трещин массива. Прочное и надежное сцепление блоков-отдельностей массива между собой по склеенным трещинам обеспечивается благодаря высокой собственной прочности (когезия) и силе сцепления (адгезия) полимеров с массивом по поверхности трещин. Обладая высокой проникающей способностью, упрочняющие составы на основе

синтетических смол способны при нагнетании под большим давлением, обусловленным нарушенностью пород, заполнить до 90—95 % всех имеющихся в массиве трещин.

16.3. УКРЕПЛЕНИЕ ОТКОСОВ УСТУПОВ

Трещины в горном массиве, неблагоприятно расположенные по отношению к фронту горных работ, способствуют обрушению отдельных частей уступов, «съедая» транспортные бермы и бермы безопасности. В ряде случаев такие деформации вызывают остановку производственного процесса в карьере. Поэтому укрепление подобных участков горных работ является неотъемлемой частью общей проблемы обеспечения устойчивости откосов в карьерах в условиях разработки сложноструктурных месторождений в полускальных и скальных породах.

Практика показывает, что укреплять откосы в карьерах следует на участках уступов для предотвращения вывалов созданием искусственных транспортных берм и берм безопасности, для увеличения углов откосов уступов с целью уменьшения вскрышных работ при укреплении откосов траншей и на отдельных участках уступов с низкими прочностными характеристиками пород.

Критерием устойчивого состояния служит коэффициент запаса устойчивости. Принято считать, что откос уступа устойчив, если коэффициент запаса $n = 1,5$ при доверительной вероятности не менее 0,95 [23]. Целесообразность искусственного укрепления откосов определяется технико-экономическими показателями.

Укрепление откосов выполняется в соответствии с разрабатываемыми паспортами, в которых указаны последовательность работ, используемые оборудование и механизмы, схемы их размещения на уступах, способы выполнения отдельных операций по возведению крепи, ее конструкции, а также параметры в пределах укрепляемого участка.

Противодеформационные работы могут выполняться как до постановки или в период постановки в проектный контур, так и в процессе эксплуатационных работ после постановки уступов в предельное положение.

В практике применяются следующие способы укрепления

Железобетонные сваи используются в породах со слаборазвитой трещиноватостью, плоскости которых расположены под углами до 45° в сторону выработанного пространства, или для укрепления уступов, сложенных полускальными и скальными породами с углом откоса $35—80^\circ$ при высоте уступа 24—45 м (рис. 16.6). Диаметр скважин — не менее 243 мм, угол их наклона $75—90^\circ$, расстояние между рядами скважин 0,5—1,5 м, а между скважинами 0,5—10 м. Здесь и далее все схемы и параметры крепления уступов в скальных и полускальных породах приведены согласно работе [23].

В качестве арматуры железобетонных свай используют рельсы, стальные канаты, трубы. Для заливки скважин со вставленной арматурой применяют бетон (вода, цемент, песок в соотношении 0,7:1:1). Верхние концы арматуры соединяются между собой рельсами (сталь различного профиля или канаты).

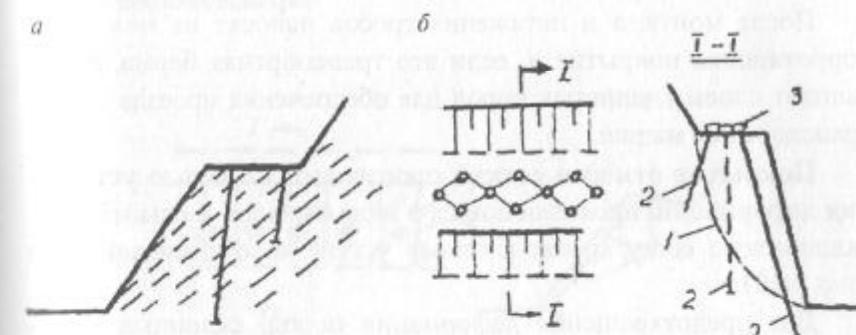


Рис. 16.6. Схемы укрепления уступов железобетонными сваями:
а — при трещиноватости пород в сторону выемки; б — общий случай; 1 — поверхность скольжения; 2 — скважины; 3 — ригель

Анкерная крепь предназначена для укрепления уступов с углом их откоса 35—80° и высотой 12—45 м. Диаметр скважин не менее 100 мм, их количество на 1 м откоса — от одной до трех, а глубина от 5 до 30 м в зависимости от высоты уступа. Расстояние между скважинами по простиранию составляет 1—3 м (рис. 16.7).

Анкером служит сталь диаметром до 50 мм или стальной трос диаметром 40—60 мм. Замки анкеров бетонируются (цемент, песок, вода в соотношении 1:1:1). Скважины под анкеры бурят станками со специально сооруженных платформ или делают подсыпку к откосу пород на нулевую высоту и с этого временного отвала производят все работы.

Тросовые тяжи используют для крепления уступов при крупнообломочных породах с углом залегания откоса 35—80° и высотой уступов 24—45 м (рис. 16.8). При креплении уступа принимают расстояние между тросовыми тяжами стальными канатами в зависимости от размеров структурных блоков от 0,5 до 5,0 м, замковые скважины диаметром не менее 100 м проходят под углами 45—90° к горизонту на глубину 5—8 м у нижних бровок верхнего и нижнего уступов. Замковые скважины с канатами заливают бетоном (цемент, песок, вода в соотношении 1:1:1).

После монтажа и натяжения тросов наносят на них антикоррозионное покрытие и, если это транспортная берма, то засыпают слоем глинистых пород для обеспечения проезда горнотранспортных машин.

Покрытие откосов сеткой производится с целью устранения деформаций, проявляющихся в виде вывалов и осипей. Металлическую сетку крепят к откосу уступа короткими анкерами (рис. 16.9).

Для предотвращения деформации пород, склонных к выветриванию, применяют торкрет бетон, представляющий собой смесь цемента и мелкого заполнителя. Толщина покрытия зависит от срока службы и высоты уступа.

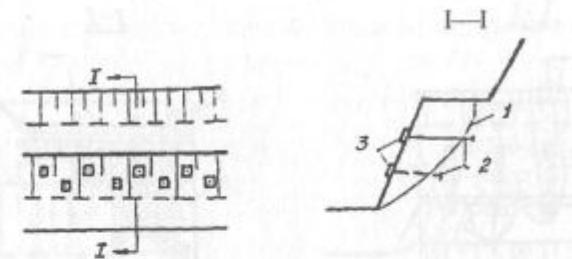


Рис. 16.7. Схема анкерного крепления уступа:
1 — поверхность скольжения; 2 — анкеры; 3 — опорные плиты

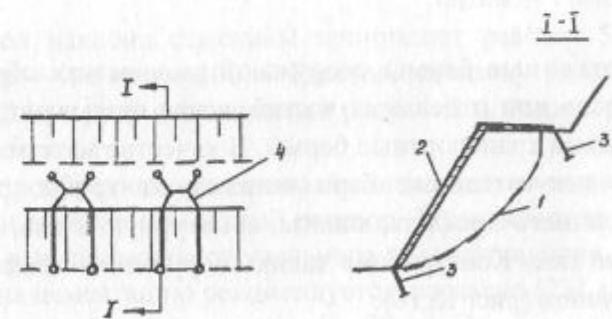


Рис. 16.8. Укрепление уступа тросовыми тяжами:
1 — поверхность скольжения; 2 — тросовый тяж; 3 — верхний и нижний замки; 4 — стягивающий трос

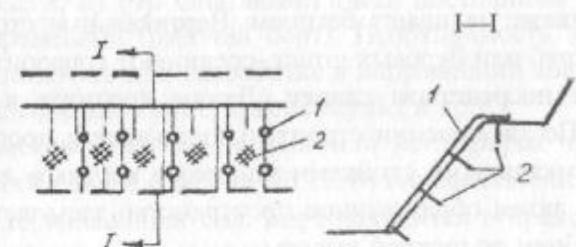


Рис. 16.9. Схема укрепления откоса металлической сеткой:
1 — сетка; 2 — анкеры

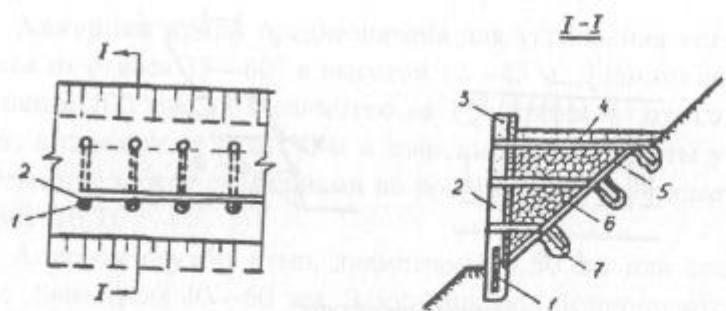


Рис. 16.10. Конструкция искусственной бермы:
1 — стойки; 2 — трубы; 3 — затяжки из шпал; 4 — ригель; 5 — лежан; 6 — засыпка породой; 7 — анкеры

Искусственные бермы сооружают на участках обрушившихся откосов или отдельных частей, когда оказываются ликвидированными транспортные бермы. В качестве материала для возведения искусственных берм используют трубы, рельсы, прокат различного профиля, канаты, арматурную сталь, шпалы или круглый лес. Конструкция таких сооружений может быть самой различной (рис. 16.10).

Практически работу по возведению искусственной бермы выполняют в следующем порядке. Для установки вертикальных стоек расчищается площадка для станка и бурения скважин. В пробуренные скважины устанавливают анкеры и бетонируют. После затвердевания бетона на анкера одеваются трубы заданной высоты и также заливают бетоном. Вертикальные стойки, созданные из труб или буровых штанг, соединяют горизонтальными растяжками посредством сварки. Лежан крепится к массиву штангами. По завершении строительного каркаса пространство между вертикальными стойками зашивают круглым лесом или шпалами, а затем образованное пространство засыпается породой или щебнем до нужной высоты.

Укрепление откосов цементацией производят на участке с сильно развитой трещиноватостью горного массива при высоте уступов 20—45 м и угле их наклона 40—60° (рис. 16.11).

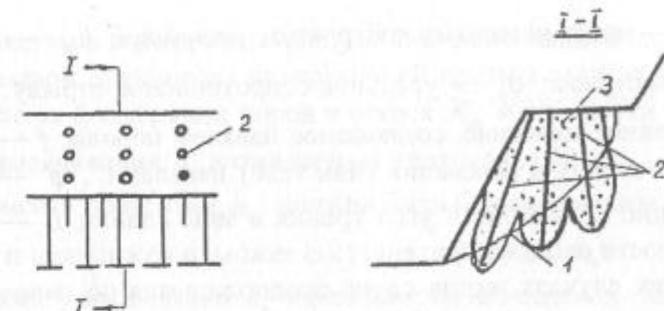


Рис. 16.11. Схема укрепления уступа цементацией:
1 — поверхность скольжения; 2 — скважины; 3 — зона укрепленных пород

Угол наклона скважины принимают равным 55—90°, их диаметр — не менее 100 м. Расстояние между рядами скважин 2,5—5,0 м, между скважинами в ряду — 5 м. Радиус цементации — до 5 м.

В пробуренные скважины последовательно нагнетается при помощи насосов цементный раствор. Его консистенция определяется в зависимости от удельного водопоглощения. Расход цемента на цементацию рекомендуется, согласно [23], на 1 м откоса в размере 5—30 т, воды — 8—20 м³. При этом дополнительныедерживающие усилия ожидаются 10—50 кН.

Укрепление откосов контрфорсами. Подвалку борта (уступа) контрфорсом из крепких пород рекомендуется применять для повышения устойчивости откосов, склонных к оползанию (рис. 16.12, а, б) [9]. Она может быть постоянной (нерабочий борт) и временной (рабочий борт). Необходимость в последней может возникнуть при разработке в направлении восстания слоев (аномальное залегание, крылья мульд и др.).

Параметры упорной призмы или контрфорса при плоской поверхности сдвига (см. рис. 16.12, б) определяют исходя из дефицитадерживающих сил. Борт находится в предельном равновесном состоянии, $n = 1$ (запас введен в прочностные характеристики пород) при условии

$$P(\sin\beta - \cos\beta \cdot \tan\phi') - C'L - \sigma_p h_{tp} = P_0 f, \quad (16.2)$$

где P — масса потенциальной призмы оползания; h_{tp} — высота трещины отрыва; σ_p — удельное сопротивление отрыву; P_0 — эффективное давление, создаваемое навалом породы; f — коэффициент трения в основании (или теле) навала; C' , φ' — соответственно сцепление и угол трения в зоне сдвига; L — длина поверхности скольжения.

В тех случаях, когда сдвиг предполагается по гипотетической криволинейной поверхности скольжения (см. рис. 16.12, *a*), контрфорс рассматривается как призма упора в типичной призме возможного обрушения. Общее сопротивление сдвигу определяют методами, изложенными в разд. 10—15.

Для предотвращения выноса и переотложения фильтрующимся потоком мелких частиц рыхлых песчаных отложений и обеспечения устойчивости откосов в границах промежутка высачивания рекомендуется пригружать откос гравийно-щебеночным

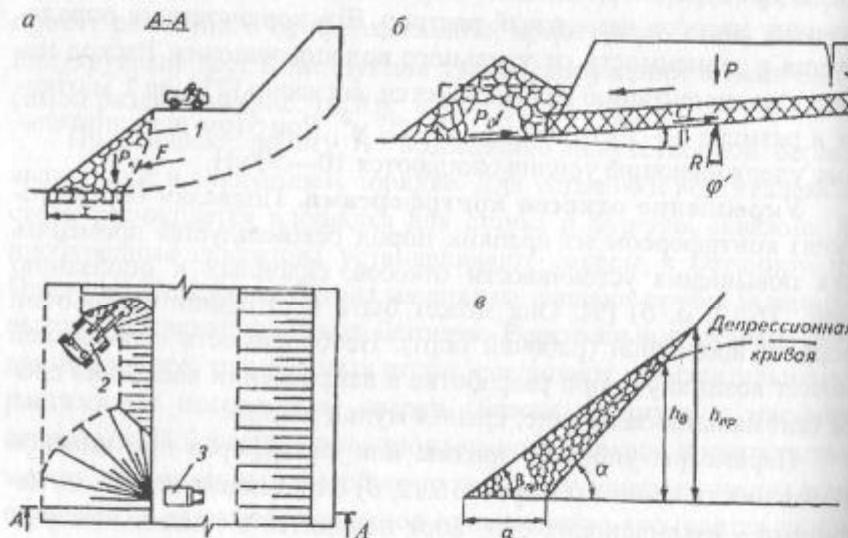


Рис. 16.12. Схемы повышения устойчивости откосов путем их пригрузки:
а — последовательность отсыпки контрфорса (1) автосамосвалом (3) в забое экскаватора (2); б — временная пригрузка рабочего борта; в — пригрузка фильтрующим материалом обводненного уступа

материалом в виде призмы (рис. 16.12, *в*) в сочетании с водоприемной канавой. Параметры пригрузочной призмы зависят от коэффициентов фильтрации пород в откосе K_f и пригрузки k_{np} , высоты высачивания h_b и ожидаемых притоков q_0 [9].

Высота пригрузки h_{np} должна быть больше высоты высачивания и приближенно может составлять $(1,1+1,2) h_b$.

Высоту высачивания h_b определяют по наблюдениям или аналитически [10, 86]. Ширина основания призмы зависит от угла откоса укрепляемого уступа α и угла естественного откоса пригрузки β_{np} , величина которого близка к величине угла внутреннего трения использованного в ней материала:

$$a = h_{np} (\operatorname{ctg} \beta_{np} - \operatorname{ctg} \alpha). \quad (16.3)$$

17. ДЕФОРМАЦИИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ И НАБЛЮДЕНИЯ ЗА НИМИ

17.1. ТИПЫ РАЗРУШАЮЩИХ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД

В естественном состоянии горные породы находятся в условиях всестороннего сжатия. Ведение открытых горных работ изменяет исходное напряженное состояние массива горных пород. В окрестности открытых горных выработок в результате перераспределения напряжений нарушается установленное равновесие пород, что вызывает деформирование бортов и подошвы карьеров.

Изменение напряженного состояния в прибортовом массиве горных пород захватывает широкую зону, а величины деформаций зависят от параметров открытой горной выработки, физико-механических свойств горных пород и геологического строения горного массива. В зоне прибортового массива создается поверхность с максимумом касательных напряжений и соответствующим им максимумом деформаций, которая при предельных напряжениях превращается в поверхность скольжения.

При общих средних напряжениях вдоль наиболее напряженной поверхности, не превышающих предела ползучести, прибортовой массив испытывает лишь упругие и затухающие пластические деформации, которые активизируются при отработке каждого нового горизонта; при напряжениях более предела ползучести развиваются деформации с постоянной возрастающей скоростью, заканчивающиеся разрушением борта.

На карьерах различают следующие типы разрушающих деформаций прибортовых массивов горных пород: осыпи, обрушения, оползни, просадки, оплывины и фильтрационные деформации [10, 76, 77].

Все типы разрушающих деформаций можно подразделить на приповерхностные и глубинные.

Приповерхностные разрушающие деформации (осыпи, фильтрационные деформации — опливание, выпор, поверхностная эрозия) поражают приповерхностную часть откосов на карьерах и фиксируются визуальными и простейшими инструментальными наблюдениями — упрощенными наблюдениями.

Глубинные разрушающие деформации (оползни, обрушения, крупные оплывины) захватывают большие объемы прибортовых массивов, а зарождение разрушений при их формировании происходит в глубине массива в зоне наибольших касательных напряжений, которые при своем расширении лишь со временем достигают земной поверхности. Поэтому формирование глубинных разрушающих деформаций в начале развития процесса фиксируют с помощью фундаментальных или временных инструментальных маркшейдерских наблюдений и наблюдений за деформациями внутри прибортового массива.

Из всех видов разрушающих деформаций оползни и обрушения оказывают наибольшее влияние на горные работы в карьере и, представляя опасность для людей и горного оборудования, в отдельных случаях носят катастрофический характер и приводят к полному прекращению горных работ на карьерах. Поэтому маркшейдерские инструментальные наблюдения выполняют прежде всего с целью выявления начала процесса оползнебразования и его развития во времени.

В развитии оползневого процесса выделяют несколько стадий (стадии развития оползня (СРО) — различные периоды оползневого процесса, проявляющиеся в деформациях прибортового массива и смещении оползня) [77].

Скрытая СРО — период развития деформаций прибортового массива, протекающий без визуально прослеживаемых признаков смещения массива; смещения массива в этот период фиксируют высокоточными инструментальными наблюдениями, и для высоких бортов карьеров они достигают нескольких сантиметров; относительные горизонтальные деформации прибортовой поверхности в этой стадии не превышают $1—2 \text{ мм}/\text{м}$ [$(1+2)\cdot10^{-3}$].

Начальная СРО — период деформирования прибортового массива, характеризующийся проявлением визуально прослеживаемых признаков разрушения горных пород (проявлением и развитием трещин, заколов, ступенчатообразного проседания отдельных блоков, расслоения и запрокидывания крутопадающих слоев и других нарушений сплошности массива) и началом формирования поверхности скольжения и оконтурирования оползня трещиной отрыва; смещения прибортового массива высоких бортов карьеров в начальной СРО достигают величин от сантиметров до нескольких метров; скорости смещения прибортового массива затухают во времени, если не происходит дальнейшего снижения коэффициента запаса устойчивости прибортового массива.

Равновесная СРО (стадия установившегося равновесия внешних сдвигающих сил и внутренних сил сопротивления сдвигу прибортового массива) — период формирования поверхности скольжения в прибортовом массиве и завершения оконтурирования оползня трещиной отрыва; характеризуется установлением равновесия внешних сдвигающих сил и внутренних сил сопротивления разрушению массива и относительно постоянной скоростью смещения оползня.

Активная СРО (стадия прогрессирующего разрушения прибортового массива) — период смещения оползня по формирующейся поверхности скольжения, характеризуется непрерывно возрастающей скоростью смещения и при определенных условиях (после разрушения призмы упора в нижней части оползня) завершается срывом тела оползня.

Затухающая СРО — период смещения оползня с уменьшающейся скоростью до полной его остановки.

На основе натурных наблюдений за деформациями бортов карьеров и моделей откосов установлены схемы деформирования прибортовых массивов и формирования оползней в различных горно-геологических условиях (схемы деформирования приведены в разделе 3.1).

Длительное деформирование крупных прибортовых массивов в различных горно-геологических условиях приводит к

формированию различных типов оползней, которые можно прогнозировать по результатам наблюдений на ранних стадиях деформирования.

17.2. НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ КАРЬЕРА

Наблюдения за деформациями можно разделить на три вида: за абсолютными деформациями, за относительными деформациями, визуальные.

Наблюдения за абсолютными деформациями проводят геодезическими методами (геометрическое и тригонометрическое нивелирование, наблюдения по профильным линиям, построение геодезических сетей), которыми определяют абсолютные вертикальные и горизонтальные смещения части прибортового массива по отношению к знакам геодезической сети, установленным на некотором расстоянии от карьера и принимаемым за практически неподвижные.

Наблюдения за относительными деформациями проводят геодезическими методами, а наблюдения за раскрытием трещин — при помощи специальных приборов и устройств (маяки, щелемеры, рычажные устройства), не делая привязки к неподвижным знакам геодезической сети. Поэтому эти наблюдения называют упрощенными.

Целью наблюдений за относительными деформациями является оперативное получение информации о сдвигающемся участке борта карьера за короткий промежуток времени.

Развитие наблюдений за деформациями бортов карьеров рекомендуется выполнять, руководствуясь принципом от общего к частному [10, 76, 77].

При отсутствии деформаций наблюдения проводят за абсолютными деформациями и общие визуальные наблюдения за состоянием устойчивости откосов.

Время между сериями наблюдений за абсолютными деформациями 1 год, между визуальными наблюдениями 1—2 месяца.

Если абсолютными или визуальными наблюдениями установлены признаки деформирования борта, то на этом участке сгущается сеть профильных линий и наряду с наблюдениями за абсолютными деформациями проводят наблюдения за относительными деформациями, применяя методы коротких профильных линий, тахеометрическую съемку, стереосъемку и т.п.

Время между наблюдениями за относительными деформациями определяется сложившейся горно-технической ситуацией борта карьера (безопасность и экономический ущерб для предприятия).

Если по наблюдениям за абсолютными и относительными деформациями выявлено накопление вертикальных и горизонтальных смещений и увеличение скорости деформирования борта, наблюдения проводят за абсолютными и относительными деформациями и дополнительно применяют приборы и устройства для контроля за развитием трещин (парные реперы, рычажные устройства, щелемеры, маяки). Время между сериями наблюдений сокращается до нескольких суток и даже часов.

17.3. АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДОВ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТА КАРЬЕРА

Систематические наблюдения за деформациями бортов карьеров являются одним из основных методов изучения их устойчивого состояния и имеют большое практическое и научное значение.

Практическое значение их состоит в том, что результаты наблюдений используют как исходный материал для характеристики устойчивого состояния откосов.

Научное значение наблюдений за деформациями заключается в том, что они дают возможность уточнить методы расчета устойчивости откосов.

Выполнение систематических наблюдений за состоянием бортов карьеров является обязательным элементом, обеспечивающим безопасное ведение горных работ. Наблюдения необ-

ходимо производить в течение всего срока службы карьера [23,77, 122].

Целью наблюдений является решение вопроса о наличии или полном отсутствии процесса сдвижения на момент выполнения наблюдений, обнаружении начавшегося процесса сдвижения на его ранней стадии, определение величины и векторов смещений, что позволяет своевременно принять необходимые меры предосторожности, исключающие остановку добычи или снижение объемов добычи. Наблюдения за деформациями проводятся параллельно с расчетными определениями параметров бортов и подтверждают или опровергают последние. Методы наблюдений принимаются различными по точности, организацией работ и используемому оборудованию, характеру определяемых элементов смещений в зависимости от типа разрушающих деформаций прибортовых массивов горных пород. Все типы разрушающих деформаций можно подразделить на поверхностные и глубинные.

Приповерхностные разрушающие деформации (осыпи, фильтрационные деформации – опливание, выпор, поверхностная эрозия) поражают приповерхностную часть откоса на карьере и фиксируются визуальными и простейшими инструментальными наблюдениями — упрощенными наблюдениями.

Глубинные разрушающие деформации (оползни, обрушения, крупные оплывины) захватывают большие объемы прибортовых массивов, а зарождение разрушений при их формировании происходит в глубине массива. Формирование глубинных разрушающих деформаций в начале развития процесса фиксируют с помощью фундаментальных или временных инструментальных маркшейдерских наблюдений и наблюдениями за деформациями внутри прибортового массива.

Точные методы состоят в наблюдениях за смещениями в пространстве отдельных точек (реперов), заранее закрепленных на объекте наблюдений. Реперы располагаются в виде отдельных профильных линий с ориентацией их в плоскости смещений, т.е. перпендикулярно к простирианию борта (поперечные профильные линии), а при крутых откосах — вдоль простириания

борта (продольные профильные линии). Так как ожидаемые деформации в этом положении реперов приводят к изменению их высотных отметок и расстояний между ними, то измерения и сводятся к определению этих величин.

Наблюдательные станции в виде аналитических сетей состоят из отдельных реперов, закрепленных на приборовой поверхности и уступах карьера.

Известные методы наблюдений можно разделить на методы измерения смещений реперов с помощью маркшейдерско-геодезических приборов (нивелиров, теодолитов, мерных приборов и т.д.), фотограмметрические методы и с использованием спутниковой аппаратуры для определения величин отклонений реперов профильных линий от створа в процессе единых (трехкоординатных) наблюдений.

В зависимости от целей и задач, а также условий отработки месторождения наблюдения проводят в различном объеме и в различные по продолжительности периоды времени. В соответствии с этим наблюдения делятся на фундаментальные (долговременные), временные инструментальные и упрощенные [77]. Долговременные наблюдения начинают с момента отработки месторождения. В этот же период создают систему опорных пунктов и реперов. Она закладывается с учётом проектного развития горных работ. Наблюдения на долговременных станциях проводят в зависимости от интенсивности отработки весь период существования карьера, а в некоторых случаях и после погашения. Частота наблюдений на таких стадиях в скрытую и начальную стадию развития оползня большая — от одного-двух раз в год до одного раза в 2—3 года.

Временные инструментальные наблюдения проводят, как правило, для изучения деформаций отдельных участков карьера. Наблюдательные станции для временных инструментальных наблюдений закладывают на участках бортов: с малым коэффициентом запаса устойчивости ($n < 1,3$); со сложным слабо изученным залеганием пород; деформирующихся, а также при отработке закончурных запасов полезного ископаемого; для охраны ответственных сооружений, расположенных на приборовой

полосе земной поверхности. Эти наблюдения имеют большое практическое значение непосредственно для участка наблюдения. Срок существования таких станций не превышает 1—5 лет. Периодичность наблюдений устанавливается в зависимости от интенсивности процесса развития деформаций. При временных инструментальных наблюдениях можно использовать часть реперов фундаментальной наблюдательной станции.

Упрощенные наблюдения выполняются для определения смещений и деформаций в отдельных точках оползневых участков в период активной стадии оползня, сюда также относят наблюдения за раскрытием трещин.

Периодичность упрощенных наблюдений должна быть высокой.

17.4. МАРКШЕЙДЕРСКО-ГЕОДЕЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДЕФОРМАЦИЙ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Данные методы основаны на использовании известных маркшейдерско-геодезических приборов для выполнения угловых и линейных измерений и высотой отметки. При этом схема таких измерений вырисовывается достаточно четко и представляет следующий перечень работ, а одновременно и используемого оборудования:

- угловые измерения с помощью высокоточных теодолитов (таксиметров);
- линейные измерения коротких расстояний с помощью стальных рулеток и жестких отвесов;
- линейные измерения расстояний от 30 м и больше с помощью светодальномера;
- геометрическое нивелирование горизонтальных участков профильных линий;
- тригонометрическое нивелирование или другие методы по наклонной части.

Отметим возможности и особенности применения каждого вида измерений.

Угловые измерения общеизвестны, просты в исполнении и достаточно производительны. Использование высоточных электронных тахеометров позволяет вернуться к хорошо зарекомендовавшим себя разностным способам и засечкам, причём засечкам линейно-угловым. При этом точность угловых и линейных измерений должна быть не ниже соответственно $m_\beta = 2''$ и $m_l = 2 \text{ мм} + 2 \text{ мм}/\text{км} \cdot 1 \text{ км}$.

Линейные измерения коротких, до 30—50 м, расстояний с помощью стальных рулеток и жестких отвесов просты в исполнении и достаточно производительны. Подготовка к измерениям складывается из компарирования рулетки и поверок жестких отвесов. Применение этого способа ограничивается расстояниями, соизмеримыми с длиной стальной рулетки и уклонами измеряемых участков до 20° . При этом на уровне головок отвесов должна соблюдаться прямая видимость между начальной и конечной точками интервала. Увеличение угла наклона вносит ряд дополнительных сложностей в измерение и снижает точность, которая на горизонтальных участках удерживается на уровне $1/10000$ и выше. Таким образом, линейные измерения стальными рулетками могут быть приняты для измерений на поверхности части профильных линий и для измерений горизонтальных участков по бермам.

Светодальномерные измерения могут проводиться по следующим схемам:

- измерения последовательно непосредственно интервалов между смежными реперами с перестановкой прибора и отражателей;
- измерение расстояний с противоположного борта с установкой прибора на створной точке, а отражателей — последовательно на реперах;
- измерения расстояний с установкой прибора на начальном, конечном или промежуточном реперах, а отражателей — последовательно на других реперах линии.

Первая схема, давая непосредственно требуемые расстояния, не может, однако, быть признана рациональной. Применение этой схемы приводит к большому объему работ по установке прибора и отражателей, требует переноса тяжелого и чувствительного оборудования по уступам карьера и не повышает, а возможно даже и снижает точность измерений. Кроме того, в отдельных случаях исчезает прямая видимость между смежными реперами линий и измерения делаются невозможными.

Установка светодальномера на створной точке противоположного борта позволяет выполнить все измерения с одной стоянки прибора. Как правило, все реперы наклонной части линии визуально просматриваются. Расстояние между смежными реперами определяется как разность измерений на эти же реперы. К недостаткам данной схемы относятся сложности в организации работ ввиду значительного расстояния между исполнителями работ, некоторое снижение точности измерений из-за работ на предельных расстояниях и снижение производительности из-за значительных по протяженности перемещений по карьеру, увеличения времени наведения на отражатель и т.д. В сравнении с первой схемой рассматриваемая предпочтительней и при малых размерах карьера может успешно применяться.

Расположение светодальномера на начальном или конечном репере профильной линии является промежуточным вариантом в сравнении с уже рассмотренными. В отличие от первого, сохраняется высокая производительность, так как прибор установлен стационарно и не перемещается в процессе измерений. В отличие от второго, измеряемые расстояния лежат в интервале, не превышающем длину профильной линии, т.е. не являются предельными для светодальномера. Правда, рассматриваемая схема не позволяет производить измерение расстояний между смежными реперами, расположенными на одном горизонте. Таким образом, возможным становится только определение расстояний между реперами, вынесенными на верхнюю бровку уступов. Поэтому совместно с использованием светодальномера необходимо осуществлять рулеточные измерения, но их исполнение значительного труда не представляет.

В целом для всех линейных измерений необходимо определение высотных отметок реперов, что предполагает их выполнение только параллельно с высотной съемкой. Определение углов наклона измеряемых линий по грубым измерениям в процессе самих светодальномерных измерений, особенно при больших углах возвышения, существенно снижает точность измерений и нежелательно.

Геометрическое нивелирование может выполняться только на горизонтальных участках профильных линий при уклонах, не превышающих 10—15°. Таким образом, использование нивелира весьма ограничено и невозможно на наклонной части линий, т.е. в наиболее сложных условиях. По точности геометрическое нивелирование при наблюдениях должно соответствовать:

$$f_{h,\text{доп}} = \pm 10\sqrt{L}, \text{ мм; } \quad (17.1)$$

$$f_{h,\text{доп}} = \pm 2,6\sqrt{n}, \text{ мм,} \quad (17.2)$$

где L — длина хода (в одном направлении), км; n — число станций, и производится по методике нивелирования III класса в соответствии с Инструкцией [77].

Расхождения в превышениях между соседними реперами профильных линий из прямого и обратного хода не должны превышать 2 мм.

Тригонометрическое нивелирование предназначено в наблюдениях за деформациями к применению на наклонной части линии и между реперами, расположенными на площадках разных уступов для определения превышений и горизонтальных проложений между реперами. Угловые измерения при этом производят теодолитами, обеспечивающими среднюю квадратическую погрешность измерения вертикальных углов 3—5", а линейные — светодальномерами при значительных расстояниях между реперами.

Наблюдения за реперами профильной линии непосредственно на борту карьера с уступа на уступ тригонометрическим нивелированием с совмещением теодолита и светодальномера на одном из реперов уступа, а марки и отражателя на другом производятся согласно схеме, приведенной на рис. 17.1.

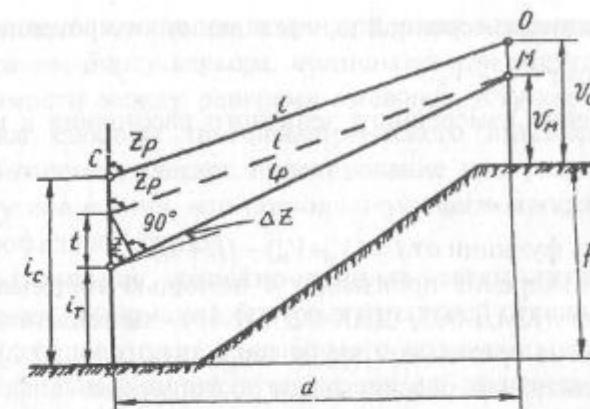


Рис. 17.1. Тригонометрическое нивелирование при совмещении теодолита и светодальномера на одном репере

Приведение измеренной длины к линии визирования производят по формулам:

$$\text{горизонтальное проложение } d = l_p \sin z; \quad (17.3)$$

$$\text{превышение } h = l_p \cos z + i_r - V_m; \quad (17.4)$$

$$\text{приведенная длина } l_p = l - \frac{(t \sin z)^2}{2l} + t \cos z; \quad (17.5)$$

$$t = (i_c - i_r) - (V_o - V_m), \quad (17.6)$$

где i_c, i_r — высоты светодальномера и теодолита соответственно; V_o, V_m — высоты отражателя и марки соответственно.

Приведение измеренного зенитного расстояния к измеренной длине производят по формулам:

$$\text{горизонтальное проложение } d = l \sin z_p; \quad (17.7)$$

$$\text{превышение } h = l \cdot \cos z_p + i_c - V_o \quad (17.8)$$

где $z_p = z + \arcsin\left(\frac{t \cdot \sin z}{l}\right)$ — приведенное зенитное расстояние.

Когда измерение углов производят со стороны отражателя, превышения определяют по формулам:

приведение измеренной длины к линии визирования

$$h = l_p \cos z + i_t - V_m; \quad (17.9)$$

приведение измеренного зенитного расстояния к измеренной длине

$$h = l \cos z_p - i_c + V_o, \quad (17.10)$$

где l_p, z_p есть функции от $t = (V_o + V_m) - (i_c + i_t)$.

Когда измерения производят с помощью светодальномерной насадки (КМД-003, ДНК-02, Д1-10), закрепленной непосредственно на зрительной трубе теодолита (рис. 17.2), проложение и превышение рассчитывают по формулам:

$$\text{горизонтальное проложение } d = l \cdot \sin z' - k \cdot \cos z'; \quad (17.11)$$

$$\text{превышение } h = l \cdot \cos z' + k \cdot \sin z' + i_t - V_o; \quad (17.12)$$

$$\text{приведенное зенитное расстояние } z' = z + \arctg \frac{k}{c}, \quad (17.13)$$

где k — превышение насадки над осью вращения зрительной трубы, конструктивный параметр, м.

Предпочтителен данный способ наблюдения, так как он позволяет выполнить полный прием при измерении вертикального и горизонтального углов без снятия насадки.

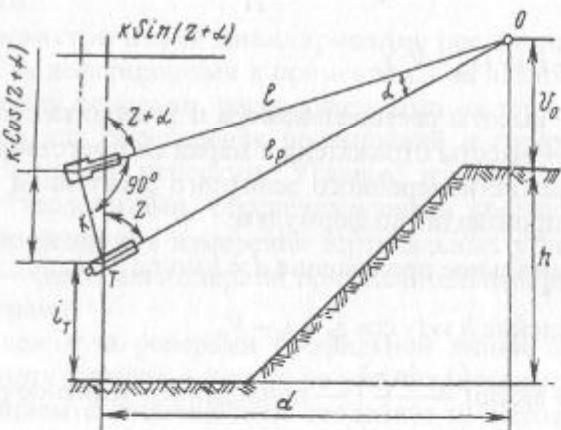


Рис. 17.2. Тригонометрическое нивелирование при креплении светодальномерной насадки на трубе теодолита

Наблюдения со створного репера, расположенного на противоположном борту карьера, применяют при отсутствии прямой видимости между реперами смежных уступов. При этом используют способы тригонометрического нивелирования, а также тригонометрическое нивелирование при раздельном измерении углов и длин, что позволяет ускорить процесс измерения на профильной линии.

Использование линейно-угловых сетей целесообразно для изучения деформаций бортов в начальной стадии деформирования, контроля планово-высотного положения опорных реперов профильных линий, а также при наблюдениях за смещением крупных оползней. Рабочие пункты достаточно расположить равномерно по всему периметру карьера. Расстояние между пунктами следует принимать равным $(1+1,5)H$, где H — высота борта. Это позволит контролировать устойчивость бортов на всём протяжении, а развитая сеть будет служить еще основой для наблюдений методом створов, профильных линий, засечек.

При большой глубине карьера рекомендуется располагать пункты и на площадках уступов, при этом опорные пункты закладывают вне зоны влияния горных работ. Количество опорных пунктов, места их закладки зависят от формы и размеров сети. Необходимо, чтобы расстояние от опорных пунктов до определяемых не превышало 2 км при минимальном количестве опорных пунктов 3. Предпочтение отдается тому методу измерений (триангуляции, трилатерации, полигонометрии и любому их сочетанию), который обеспечивает требуемую точность определения смещений при наименьшем объеме полевых измерений.

Для сравнительной оценки метода построения сети в качестве критерия следует принимать погрешность положения пункта в направлении вероятного смещения. В этом случае, когда направление смещений невозможно точно прогнозировать, в качестве критерия необходимо использовать максимальную погрешность в определении положения точки, т.е. большую полуось эллипса погрешностей.

Отмеченные критерии в большинстве случаев предполагают получение наиболее полной оценки планового положения пункта — педальной кривой (подеры) эллипса. Полная оценка точности наблюдательной сети может быть осуществлена только с помощью специальных программ для ЭВМ.

Погрешность определения положения пункта по интересующему направлению вычисляется по формуле:

$$M_\varphi = \sqrt{a^2 \cos^2(\varphi - \theta) + b^2 \sin^2(\varphi - \theta)}, \quad (17.14)$$

где a и b — большая и малая полуоси эллипса; θ — дирекционный угол большой оси, градус; φ — дирекционный угол вероятного направления смещения, градус.

Вероятное направление смещений, используемое для анализа точности схем наблюдений, в большинстве случаев следует принимать перпендикулярным простиранию борта. При наличии поверхностей ослабления, расположенных диагонально к простиранию откосов, направление смещений принимают с учётом элементов залегания этой поверхности.

Методы геодезических засечек применяются для определения смещений отдельных рабочих пунктов в зависимости от конкретных условий наблюдения, наличия соответствующих приборов, требуемой точности наблюдений смещения реперов в горизонтальной плоскости по соответствующим схемам: прямой угловой, обратной угловой, комбинированной угловой, линейной, линейно-угловой.

Для линейно-угловой засечки (рис. 17.3) ошибки положения определяемого пункта P по направлению профильной линии (x) определяются по формулам:

$$m_p = m_\beta \sqrt{\frac{A_1 + A_2}{A_1 A_2 - A_{1,2}^2}}, \quad m_x = m_\beta \sqrt{\frac{A^2}{A_1 A_2 - A_{1,2}^2}}, \quad (17.15)$$

где $A_1 = m_\beta^2 \left(\frac{\sin^2 \beta_1}{m_{l_1}^2} + \frac{\sin^2 \beta_2}{m_{l_2}^2} \right) + \rho^2 \left(\frac{\cos \beta_1}{l_1^2} + \frac{\cos \beta_2}{l_2^2} \right)$;

$$A_2 = m_\beta^2 \left(\frac{\cos^2 \beta_1}{m_{l_1}^2} + \frac{\cos^2 \beta_2}{m_{l_2}^2} \right) + \rho^2 \left(\frac{\sin \beta_1}{l_1^2} + \frac{\sin \beta_2}{l_2^2} \right),$$

$$A_{1,2} = m_\beta^2 \left(\frac{\sin \beta_1 \cdot \cos \beta_1}{m_{l_1}^2} - \frac{\sin \beta_2 \cdot \cos \beta_2}{m_{l_2}^2} \right) + \rho^2 \left(\frac{\sin \beta_2 \cdot \cos \beta_2}{l_1^2} - \frac{\sin \beta_1 \cdot \cos \beta_1}{l_2^2} \right),$$

$m_\beta, m_{l_1}, m_{l_2}$ — точность измерения углов и сторон треугольника:

$$l_1 = \frac{C \sin \beta_2}{\sin(\beta_1 + \beta_2)}, \quad l_2 = \frac{C \sin \beta_1}{\sin(\beta_1 + \beta_2)}. \quad (17.16)$$

Если для анализа точности засечки принять: $\beta_1, \beta_2 = \beta$; $l_1 = l_2 = l$; $m_{l_1} = m_{l_2} = m_l$, получим

$$m_p = m_\beta \sqrt{\frac{A_1 + A_2}{A_1 A_2 - A_{1,2}^2}}, \quad m_x = \frac{m_\beta}{\sqrt{A_1}},$$

$$\text{где } A_1 = 2 \sin^2 \beta \frac{m^2 \beta}{m_l^2} + 8 \frac{\cos^2 \beta}{C^2} \rho^2, \quad (17.17)$$

$$A_2 = 2 \cos^2 \beta \frac{m^2 \beta}{m_l^2} + 2 \frac{\sin^2 \beta}{C^2} \rho^2.$$

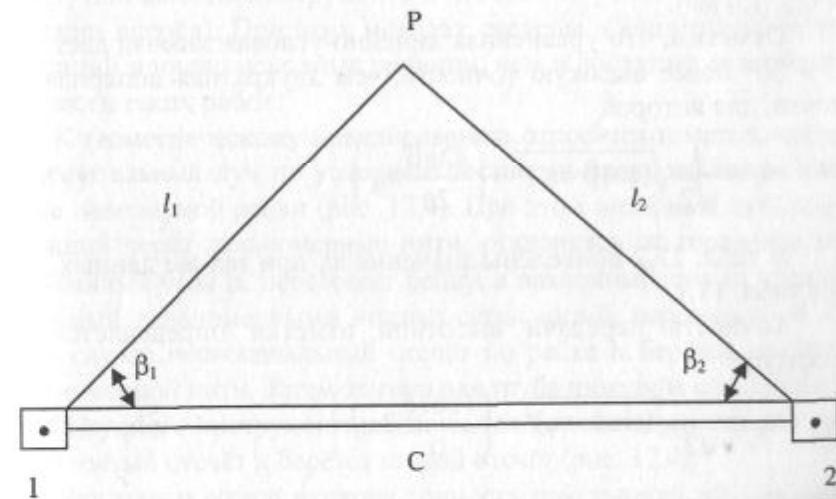


Рис. 17.3. Схема линейно-угловой засечки

Результаты расчётов

Таблица 17.1

| β | m | 10° | 20° | 30° | 40° | 50° | 60° | 70° | 80° |
|----------------------|-------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------|
| $C = 500 \text{ м}$ | m_p | 1,6 | 1,6 | 1,6 | 1,6 | 1,8 | 2,1 | 3,0 | 6,2 |
| | m_x | 1,3 | 1,3 | 1,2 | 1,2 | 1,2 | 1,2 | 1,3 | 1,8 |
| $C = 1000 \text{ м}$ | m_p | 2,7 | 2,4 | 2,3 | 2,2 | 2,4 | 3,0 | 4,7 | 11,2 |
| | m_x | 2,4 | 2,1 | 1,9 | 1,7 | 1,6 | 1,6 | 1,8 | 2,8 |

Результаты расчётов

Таблица 17.2

| β | m | 10° | 20° | 30° | 40° | 50° | 60° | 70° | 80° |
|---------------------|-------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------|
| $C = 500 \text{ м}$ | m_x | 0,9 | 1,0 | 1,1 | 1,3 | 1,7 | 2,3 | 3,6 | 7,3 |
| | m_x | 1,1 | 1,4 | 1,8 | 2,3 | 3,2 | 4,5 | 7,1 | 14,6 |

В табл. 17.1 приведены результаты расчетов m_p и m_x (мм) при $C = 500 \text{ м}$ и $C = 1000 \text{ м}$, $m_\beta = 1,5''$ и $m_l = 1 \text{ мм} + 1 \text{ мм}/\text{км} \cdot 1 \text{ км}$ (Trimble 3601).

Из данных табл. 17.1 следует, что линейно-угловая засечка обеспечивает точность определения положения пункта по направлению профильной линии (m_x) в пределах 1...2 мм (при $C = 0,5..1,0 \text{ км}$).

Отметим, что уравненная линейно-угловая засечка дает при $\beta > 30^\circ$ более высокую точность, чем двукратная полярная засечка, для которой

$$m_x = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\cos \beta \cdot m_l)^2 + \left(\frac{C \operatorname{tg} \beta}{2\rho} m_\beta \right)^2}. \quad (17.18)$$

В табл. 17.2 приведены значения m_x при тех же данных, что и в табл. 17.1.

Точность передачи высотной отметки определяется по формуле

$$m_h = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sin \delta \cdot m_l)^2 + \left(\frac{l \cos \delta}{\rho} 2m_\beta^2 \right)}. \quad (17.19)$$

и составляет 1:300000 от расстояния l , т.е. при $l = 500\dots1000 \text{ м}$ равняется 2...3 м.

17.5. МЕТОД НИВЕЛИРОВАНИЯ ДВУМЯ ОТКЛОНЕННЫМИ НА ПОСТОЯННЫЕ УГЛЫ ВИЗИРНЫМИ ЛУЧАМИ

Различные способы нивелирования наклонным лучом предназначены заменить геометрическое нивелирование в сложных рельефных условиях. Однако подавляющее большинство подобных приборов [128, 129, 130] только несколько расширяет возможности, оставляя углы наклона ещё недостаточно большими для условий работы в карьерах. В полной мере задача точного нивелирования по профильным линиям может быть выполнена с помощью метода нивелирования двумя отклоненными на постоянные углы визирными лучами, основы которого, а также приборы и оборудование для него [131] разработаны на кафедре геодезии и маркшейдерского дела КафПТИ.

Самым распространённым методом высотной съёмки является геометрическое нивелирование. Превышение между точками определяется по разности отсчётов, взятых по нивелирным рейкам, установленным на этих точках (нивелирование из середины) или высоты инструмента и отсчёта по рейке (при нивелировании вперёд). При этих методах сведены к минимуму число операций и число исходных величин, чем достигается высокая точность таких работ.

К геометрическому нивелированию относится и метод, когда горизонтальный луч по условиям местности проходит выше или ниже нивелирной рейки (рис. 17.4). При этом визирный луч, проходящий через дальномерные нити, отклоняясь от горизонта на постоянный угол α , пересекает рейку, а наклонный луч на угол α , даваемый дальномерными нитями сетки нитей, пересекает её. В этом случае первоначальный отсчёт по рейке α берётся по этой дальномерной нити. Затем зрительная труба нивелира или другого используемого инструмента наклоняется до выхода визирного луча на взятый отсчёт и берётся второй отсчёт (рис. 17.4).

Для малых углов наклона точность работ такая же, как при обычном геометрическом нивелировании на горизонтальных

участках. С увеличением угла погрешность резко будет возрастать и появляется необходимость введения поправки $\Delta\alpha$.

В существующих приборах для высотной съемки наибольшая точность при геометрическом нивелировании достигается при установке визирной оси в горизонтальное положение. С использованием цилиндрических уровней и компенсаторов с самоустанавливающейся линией визирования этот способ доведён до совершенства.

Е.В. Бакланов предложил метод нивелирования двумя наклонными на постоянные углы визирными лучами. Наклон визирных лучей осуществляется при помощи насадки, одеваемой на объектив нивелира. Сущность работы с таким нивелиром показана на рис. 17.5.

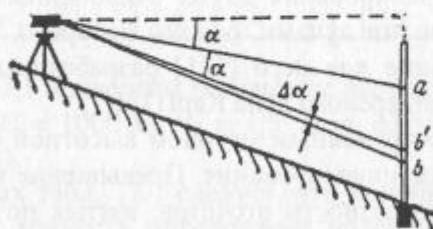


Рис. 17.4. Нивелирование горизонтальными и отклоненными на постоянные углы визирными лучами

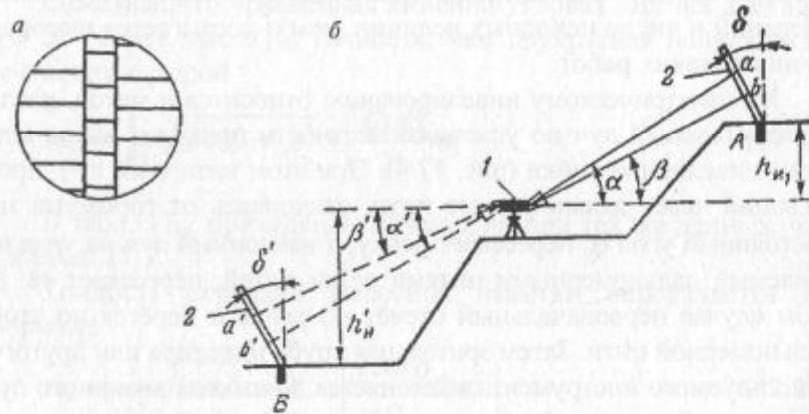


Рис. 17.5. Нивелирование по пересечённой местности:
а — поле зрения нивелира-высотомера; б — общая схема работы; А, В — пикетные точки (реперы); 1 — нивелир-высотомер с насадкой; 2 — нивелирные рейки

Высотомер наводится на наклонную установленную рейку на репере, и по обоим визирным лучам берутся отсчеты a и a' . Угол наклона рейки от вертикального положения $\delta = 0,5(\alpha + \beta)$.

Превышение инструмента над точкой при вертикально стоящей рейке $h_u = k(a - a') - v$, где $k = \operatorname{tg}\beta / (\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\beta)$ — коэффициент высотомера; α, β — постоянные углы визирования; a, a' — отсчеты по рейке, соответственно равные двум визирным лучам.

Предложенный метод нивелирования позволяет изменением углов наклона визирования α, β практически менять все характеристики: величину превышения инструмента, коэффициент высотомера, длину визирного луча. Согласно требованиям к точности высотной съемки коэффициент высотомера k должен быть равен 6—8, а предельная длина визирного луча 40—50 м.

Для обеспечения точности нивелирования III класса при $k = 6 + 8$ требуется повысить точность отсчитывания, а поэтому рейку устанавливают в наклонной плоскости, перпендикулярной визирным лучам.

В этом случае превышение инструмента $h_u = k(a - a') - v \cos \delta$, где δ — угол наклона нивелирной рейки.

Для условий использования высотомера для нивелирования на карьерах со значительными углами наклона этот прибор должен быть приспособлен для работы с расположением выше и ниже по отношению установленной на репере нивелирной рейки. Он должен позволять вести высотную съемку на горизонтальных участках по горизонтальному лучу визирования.

Эти условия удовлетворяются при наличии съемной насадки, надеваемой в требуемых случаях на объектив обычного нивелира. Насадка представляет собой две призмы двойного отражения, соответственно перекрывающие левую или правую половину объектива. Визирный луч отклоняется в вертикальной плоскости обеими призмами на 20° — 30° . Конструкция высотомера проста, в ней нет подвижных деталей, что придает прибору жесткость и надежность в работе. В том случае, когда нивелирование ведется по бермам и съездам, насадка в работе не участвует. Конструкция нивелирной насадки показана на рис. 17.6.

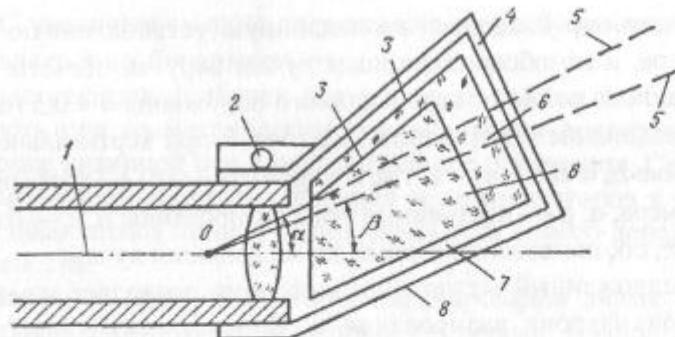


Рис. 17.6. Нивелирная насадка-высотомер

Горизонтальный визирный луч 1 отклоняется вертикально вверх общей отражающей поверхностью 7 обеих призм 6. Вторые отражающие поверхности 3 этих же призм отклоняют визирный луч на различные углы α и β .

Полученные наклонные лучи 5 пересекаются в одной точке с горизонтальным лучом 1. Обе призмы 6 располагаются в корпусе насадки 8. Шторка 4 позволяет перекрывать любую половину объектива и вместе с ней одну из призм насадки, а это позволяет иметь углы α или β . Крепление насадки на нивелире осуществляется с помощью закрепительного винта 2, позволяющего устанавливать положение насадки-высотомера для нивелирования вверх и вниз.

Применение нивелирной насадки вносит в процесс производства полевых работ и вычисления некоторые особенности. При нивелировании без насадки вычисления ведутся по формулам обычного геометрического нивелирования, а с насадкой — по формулам для нивелирования с двумя наклонными на постоянные углы визирования лучами.

Выполнение нивелировки по профильным линиям при наблюдениях за сдвижением уступов и бортов карьеров и последующая обработка данных методами математической статистики позволили установить корреляционную зависимость средней квадратической погрешности определения превышения инструмента от числовых значений.

$$m_h = 1,5 + 0,115h_n \text{ при коэффициенте корреляции } r = 0,92 \pm 0,064 \text{ и надёжности определения } \mu = 14,7.$$

Полевые испытания прибора проведены на карьерах Казахстана при средней высоте уступов от 11 до 16 м, числе горизонтов от 3 до 6 и превышениях между начальными и конечными реперами от 48 до 75 м. Получены следующие результаты: неизвестка нивелирных ходов по профильным линиям колебалась от $\pm 3,6$ м до $\pm 8,1$ мм, средняя квадратическая погрешность определения превышения смежных реперов в замкнутом ходе составляла от $\pm 0,8$ до $\pm 3,6$ мм, а в висячем — от $\pm 1,2$ до $\pm 4,3$ мм.

Приведённые данные свидетельствуют о том, что работы по точности соответствуют нивелированию III класса.

17.6. ФОТОГРАММЕТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ

Использование фотограмметрических измерений, как правило, приводит к резкому снижению объемов полевых работ, что весьма важно при наблюдениях за деформациями. Возможность наблюдений за деформациями в их активной стадии (оползни, обрушения) не вызывает сомнения, так как для них можно практически без изменений применить фототеодолитную съемку [123, 125], при этом за период между двумя последовательными съемками смещения на снимке должны составлять не более 0,03—0,05 мм. Однако задача наблюдения малых по абсолютным величинам смещений или обнаружения начала деформаций не может быть решена так просто для крупных карьеров. Значительные, до 1500 м и более, отстояния объектов съемки от базиса фотографирования снижают точность измерения до десятков сантиметров. Кроме того, смещения расположены в плоскости, перпендикулярной к линии базиса, т.е. наихудшей по точности. Известны попытки повысить точность за счет использования при съемке длиннофокусных объективов [124]. Однако это, с одной стороны, требует разработки прецизионного фотограмметрического оборудования, а с другой — само по себе еще

не гарантирует достижения требуемой точности из-за целого ряда искажений в передаче изображения.

Заслуживает внимания способ фотограмметрической съемки с «нулевого базиса» [126] для определения оседаний точек земной поверхности.

Конструкция наблюдательной станции предусматривает использование нескольких центров фотографирования, расположенных вне зоны предполагаемых сдвигов равномерно по периметру наблюдений; отстояние точек определялось по результатам обычно выполненной стереофотограмметрической съемки с базисов, разбитых при тех же центрах фотографирования, которые использовались для съемки с «нулевого базиса».

При этом был обеспечен полный охват участка и, кроме того, надежный контроль, так как для точек, одновременно изобразившихся на разных псевдосторонах, можно было выполнить сравнение полученных величин оседаний и оценивать точность получения последних по разности двойных измерений.

Оказалось, что наличие нескольких станций фотографирования с «нулевого базиса» может дать решение не только перечисленных выше задач достижения требуемой точности, охвата и контроля, но и получение трех составляющих для векторов смещения точек поверхности. Кроме того, при съемке с «нулевого базиса» при стабильном положении центров фотографирования появляется возможность использования отдельных псевдостереопар для определения составляющих векторов смещений с равной точностью, что в рамках других фотограмметрических способов, в частности, стереограмметического [125], обычно недостижимо.

Показано, что если имеются две псевдопары, полученные с центров фотографирования, расстояния между которыми сравнимо с отстоянием наблюдаемых точек поверхности, то определение пространственных составляющих векторов смещений точек, изобразившихся на этих парах, возможно выполнить, лишь немного дополнив методики определения элементов ориентирования снимков с «нулевого базиса» и камеральных фотограмметрических работ [127].

Сделаны выводы о том, что для наиболее полной реализации возможностей предлагаемого способа фотостанции следует расположить таким образом, чтобы ожидаемые направления смещений совпадали с направлением биссектрисы угла между плоскостями снимков и чтобы влияние погрешностей определения соответствующего вектора смещения было обратно пропорционально абсолютной величине смещения. Следовательно, в наибольшей степени на погрешность определения абсолютной величины вектора смещения оказывают влияние погрешности определения его составляющих, а в наименьшей степени — погрешность определения угла между плоскостями снимков.

Предлагаемая методика определения вектора смещения точек земной поверхности по комбинациям снимков с «нулевого базиса» была пока только проэкспериментирована на макете.

В ходе эксперимента решались следующие задачи: опробование работоспособности предлагаемого способа и приблизительная оценка точности полученных результатов и было сделано утверждение, что возможность определения векторов сдвигов точек наблюдаемого объекта с практически равной по всем направлениям точностью в рамках метода фотограмметрической съемки с «нулевого базиса» объективно существует.

17.7. НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СПУТНИКОВОЙ АППАРАТУРЫ

За последние годы резко возрос интерес к проблеме использования спутниковых систем глобального позиционирования (GPS) для координатных определений. Это связано с высокой производительностью и точными характеристиками [132, 133]. Однако горные предприятия обладают рядом специфических особенностей, которые могут повлиять на точность определения координат и дирекционных углов при создании сетей с использованием спутниковой аппаратуры. К этим особенностям следует отнести: наличие нарушенных вследствие ведения горных работ

участков земной поверхности, а вместе с ними и пунктов опорной сети; отсутствие на территории горного предприятия геодезических пунктов одного класса точности, низкое качество ГГС (величина погрешностей взаимного положения пунктов достигает 500—600 мм); невыгодное для процесса трансформирования взаимное расположение пунктов; необходимость обеспечения горных работ высокоточными измерениями при создании маркшейдерских опорных геодезических и специальных разбивочных сетей с длинами сторон 150—350 м. Таким образом, при работе только в соответствии с рекомендациями фирм-изготовителей спутниковой аппаратуры в координаты пунктов и значения дирекционных углов маркшейдерско-геодезических сетей могут быть внесены ошибки, превосходящие допустимые от 3 до 6 раз. При этом следует сказать, что для решения частных задач можно использовать мобильные средства маркшейдерских измерений, основанные на работе глобальных систем местоопределения. Наилучшие современные спутниковые приборы позволяют определять координаты точек с точностью от 0,005 до 10—15 м.

Технология производства работ по оценке пространственно-временного измерения на станции с использованием GPS включает два основных этапа — определение координат точек, фиксирующих отклонение реперов профильных линий, и определение на этой основе параметров процесса деформирования. Анализ принципов работы и характеристика GPS показывают, что организация работ наземных сегментов с различными приемниками мало чем отличаются друг от друга.

Спутниковые приемоиндикаторы работают в режиме навигации и дифференциальном режиме. Режимы отличаются друг от друга методикой и точностью полученных координат.

Режим навигации предполагает автономное использование прибора. При этом достигается точность около 15 м. Результаты измерений, полученные в этом режиме, могут быть обработаны при помощи программной версии SKI-L1, что повышает точность навигационных измерений до 1 м.

Более высокая точность может быть достигнута при использовании дифференциированного фазового местоопределе-

ния, когда по меньшей мере два приемоиндикатора принимают сигналы одной группы спутников. Один приёмник располагается на пункте с известными координатами, другой — на точке, координаты которой необходимо определить. Дифференциальные измерения могут вестись в нескольких режимах: статика, быстрая статика, «стою-иду» и кинематика.

Статическая съёмка идеальна для больших расстояний и для достижения наиболее высокой точности (при наличии не менее 4 спутников). При ее использовании наблюдения следует проводить не менее одного часа, а для длинных линий — не менее 2 часов.

При малых расстояниях, при достаточном количестве спутников (более 4) и их хорошей геометрии возможно получение высокой точности при относительно коротком времени наблюдений. При этом один приемник устанавливается на опорном пункте («базовая» станция), а другой — перемещается с одного известного пункта на другой, с наполнением необходимых наблюдений («передвижная» станция). Мобильный приемник находится на каждой точке около 15—20 минут. В то же время «базовая» станция непрерывно осуществляет приём и фиксирование информации, полученной от спутника.

Реокупационная съемка также является разновидностью статических съёмок, в этом случае прохождение одной и той же точки происходит более одного раза. Все данные, относящиеся к этой точке, независимо от того, были они получены в один день или в разные дни, могут быть объединены для получения одного решения в математическом обеспечении постобработки. Если в процессе первого прохождения точки наблюдается 4 спутника, а в процессе второго прохождения — 4 других спутника, то математическое обеспечение постобработки будет обрабатывать данные от восьми спутников, попавших в наблюдения для одной данной точки.

Съёмка «стою-иду» позволяет наблюдать большое количество точек. Первоначально «передвижная» станция располагается на первой точке и находится на ней, пока не будет набрано количество данных, достаточное для разрешения многозначности (пе-

риод инициализации). «Передвижную» станцию можно перемещать от точки к точке, при этом поддерживая слежение за сигналами спутников. Режим идеально подходит для съёмки в небольших областях, где точки расположены близко одна к другой и где нет препятствий для прохождения сигналов спутников. Кинематический режим съёмки позволяет определить координаты точек непосредственно при движении рабочей станции.

Точность спутниковых измерений определяется отстоянием рабочей станции от базовой в зависимости от режима наблюдений. При производстве полевых измерений в условиях неудовлетворительной радиовидимости (промплощадки, сложные наружные сигналы, геодезические знаки, застроенные территории, лес) наряду с аппаратными погрешностями, связанными с низким качеством или отсутствием приёма сигналов, значительной величины могут достигать ошибки из-за многопутности. Причина этой ошибки заключается в интерференции радиоволн, которые достигают приёмной аппаратуры двумя путями различной длины. В наиболее неблагоприятном случае размеры препятствия могут оказаться кратными длине радиоволны. Учитывая, что на обеих частотах длина волны близка к 20 см, препятствием, с отрицательным влиянием на результат измерений, может быть значительное число предметов, чьи размеры сопоставимы с длиной волны. Таким образом, даже при разрешении неоднозначности нет полной уверенности в достоверности полученного результата. При одновременной работе двух станций построение замкнутых фигур без повторных измерений невозможно. Обеспечить достоверность результатов полевых измерений на пунктах с неудовлетворительными условиями радиовидимости при работе двух станций (одна «базовая» и одна «передвижная») можно только путём проведения контрольных измерений (GPS или традиционная методика). Необходимо использовать способ контроля, не требующий приведения работ по обеспечению прямой зависимости между пунктами. Исключение грубых измерений можно осуществить по способу ВНИМИ.

После завершения измерений на отдельном пункте (точка 1) приёмник устанавливают на точку 2, чтобы расстояние $S_{(1-2)}$ не превышало 2—5 м (в зависимости от условий радиовидимости). На точке 2 проводят сеанс, по продолжительности примерно равный первому. В натуре измеряют длину линии $S_{(1-2)л}$. По результатам камеральной обработки измерительной информации вычисляют длину $S_{(1-2)сп}$ и разность $S_{(1-2)л} - S_{(1-2)сп}$. Учитывая, что результаты каждого из спутниковых измерений независимы друг от друга, значение упомянутой разности приблизительно равно удвоенной погрешности положения каждого из пунктов. Такой способ контроля позволяет устранять грубые погрешности, но и дает реальное представление о точности проведённых координатных определений.

Решение задач пересчёта из систем координат, получаемых из спутниковых измерений, в другие системы по стандартным программам приводит к погрешностям, в несколько раз превышающим исходные.

При использовании спутниковой аппаратуры для наблюдений за сдвигением земной поверхности необходимо выполнение следующих требований:

- 1) радиовидимость на всех определяемых пунктах должна быть только удовлетворительной ($R = 1$);
- 2) должен быть применен только способ непосредственных измерений (могут быть использованы как два, так и три приемника);
- 3) для указанных работ может быть использована только двухчастотная аппаратура.

При условии соблюдения указанных требований спутниковая аппаратура может быть использована:

- 1) при определении величин и направлений векторов смещений (с по следующим переводом величин смещения реперов в локальную систему);
- 2) для привязки по высоте закладываемых типовых и специальных наблюдательных станций, т.е. для передачи высотной отметки от исходного репера, расположенного на расстоянии не менее 800—1000 м от крайних реперов профильной линии;

3) при числе стоянок нивелира более 15 на 1 км хода (невыдержаный рельеф) путем измерения превышения на отрезках, соответствующих 2 + 4 стоянкам;

4) при проведении многократных (не менее 4) сеансов наблюдения при различных созвездиях спутников (при соответствии времени измерения критерию «производительность»);

5) при наличии профильных линий значительной (более 1500—2000 м) протяженности целесообразно определение высотных отметок одного или нескольких промежуточных — рабочих реперов, например, репера, находящегося на пересечении профильной линии по падению и профильной линии по простиранию пласта. Данная операция необходима для контроля превышений, определяемых традиционным нивелированием, и исключения накопления ошибок в длинах линий, измеряемых рулеткой (светодальномером);

6) в условиях, когда прокладка нивелирных ходов традиционным способом затруднительна — на бортах карьеров, но с точностью не выше технического нивелирования;

7) для определения величин отклонений реперов профильных линий от створа в процессе единых (трехкоординатных) наблюдений.

17.8. ПРОЕКТ ОРГАНИЗАЦИИ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ КАРЬЕРА

Началу систематических наблюдений за деформациями бортов карьера должно предшествовать рассмотрение следующих вопросов:

- определение вида наблюдательных станций;
- определение конкретного положения на местности наблюдательных станций, их общее количество и т.д.;
- разработка методик всех видов измерений.

Перечисленные вопросы не могут решаться в отрыве от конкретных условий карьера.

Обоснование вида наблюдательных станций и методов наблюдений

Определение мест заложения рабочих реперов наблюдательной станции (участков наблюдений) должно основываться на всестороннем анализе геомеханической ситуации на карьере, складывающейся на определенный момент отработки месторождения и перспектив её изменения. Геомеханическая ситуация является результатом совокупного проявления большого числа инженерно-геологических и горно-технических факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов, при этом для анализа геомеханических условий разработки карьера широкие возможности представляет компьютерное моделирование месторождения.

Трехмерная компьютерная модель, ориентированная на оценку устойчивости бортов и уступов карьера, должна включать:

- геометрические параметры карьера на различных этапах отработки (высота и угол наклона откоса, ширина берм, форма контура карьера в плане);
- геологическое строение прибортового массива (состав, условия залегания горных пород; трещиноватость и текtonическая нарушенность массива);
- гидрогеологические условия (обводнённость массива);
- физико-механические свойства горных пород.

Совмещение компьютерной модели со специальными программными продуктами для геомеханических расчетов позволяют снять практически все ограничения по применению различных методов оценки устойчивости карьерных откосов и количеству вариантов расчётов.

Проведение оценки показателей устойчивости откосов по всему периметру карьера позволяет районировать карьерное поле по устойчивости бортов и определить потенциально неустойчивые участки, на которых должны быть организованы инструментальные наблюдения.

В качестве основного метода наблюдений чаще всего принимают маркшейдерско-геодезический. В настоящее вре-

мя при наблюдениях маркшейдерско-геодезическими методами закладку реперов осуществляют отдельными профильными линиями, перпендикулярными к борту карьера. Начало профильных линий выносят за пределы возможных смещений, которое принимается равным 1,5 глубины карьера. Рабочие реперы закладываются на поверхности от границы зоны смещения пород до верхней бровки карьера с уменьшением по ходу интервалов между реперами от 50 м до 5—10 м. Линии реперов продолжаются по уступам с закладкой, как правило, двух реперов на каждом горизонте. Таким образом, каждая профильная линия представлена горизонтальной и наклонной частями. Расположение всех реперов в линию обусловлено тем, что линейные измерения и, в еще большей степени, тригонометрическое нивелирование по наклонной части не могут выполняться по реперам, расположенным в стороне от линии. В то же время наличие боковых реперов, отнесенных в сторону, позволило бы в значительной степени увеличить объем информации по процессу деформации и сделать данные измерений более достоверными.

Использование линейно-угловой засечки не требует обязательного линейного расположения реперов. Поэтому возможно на наклонной части наблюдательной станции помимо основных реперов в створе линии закладывать боковые реперы на расстоянии 45—50 м от оси станции. Количество реперов на горизонте увеличивается до 4, а наблюдения захватывают уже полосу карьера шириной до 90—100 м. Станции такого рода предлагаются впервые и обещают при незначительном увеличении объемов наблюдений существенно улучшить постановку наблюдений за деформациями.

Как правило, поверхность, непосредственно примыкающая к карьеру, мало приспособлена для качественного закрепления на ней реперов. Это во многих случаях не позволяет найти такой участок, на котором можно было бы разместить поверхностную часть профильной линии и ее опорные реперы. Чтобы добиться оптимального расположения наблюдательных станций по карьеру, предлагается число наблюдательных станций ограничить только наклонной бортовой частью карьера.

В этом случае плановое положение первых реперов станции должно определяться линейно-угловой засечкой с пунктов опорной сети карьера и реперов полных наблюдательных станций. Высотные отметки получают прокладкой нивелирных ходов с тех же реперов или тригонометрическим нивелированием с использованием высокоточных электронных тахеометров. Средняя квадратическая погрешность определения смещения этих реперов не должна превышать ± 10 мм.

Расположение наблюдательных станций на карьере

Расположение наблюдательных станций определяется по ряду факторов, из которых основными являются наличие геологических нарушений, неблагоприятная ориентация основных систем трещин, большая частота обрушений в районе станции, значимость участка в производственном процессе.

Наблюдательные станции по возможности необходимо начинать от опорных реперов, вынесенных за пределы области возможных смещений горных пород, принимаемой на поверхности до $1,5H$, где H — проектная глубина карьера.

Для станций, где отнесение реперов на такое расстояние из-за отвалов, пригружающих борт карьера, невозможно, профильные линии начинают непосредственно с рабочих реперов, заложенных на верхней бровке карьера.

Все наблюдательные станции оканчиваются выходом на транспортную берму, на которой закрепляется по 3 рабочих репера. С постановкой нижерасположенных горизонтов в предельный контур и полным их оформлением станции надо удлинить.

При обнаружении процесса деформации борта в частях карьера, не захваченных намеченными наблюдательными станциями или захваченных частично, возможно заложение новых станций.

На период отсутствия деформаций количество полных циклов измерений принимается равным двум, и они проводятся в течение апреля—июня, сентября—октября. С определением окончательных возможностей спутниковых технологий в про-

цессе единых (трехкоординатных) наблюдений, т.е. проведении промежуточных серий с использованием GPS, возможно в этом случае и изменение в сторону уменьшения количества маркшейдерско-геодезических измерений. При обнаружении деформаций режим наблюдений необходимо будет скорректировать в сторону увеличения количества полных циклов измерений.

Конструкция реперов должна быть простой, а способ их закладки должен обеспечивать:

- прочную связь репера с горной породой, чтобы сдвижения репера точно соответствовали сдвижениям пород;
- сохранность и неизменность положения реперов на весь срок их службы, а также удобства пользования ими;
- отчетливость отмеченного центра по головке репера;
- устойчивость репера в условиях сезонных изменений температуры и влажности пород, промерзания и оттаивания горных пород.

Для длительного срока службы рекомендуемый тип репера — заглубленный с бетонным якорем. На срок службы до 3—5 лет при наличии четвертичных отложений мощностью более 1,5—2 м тип репера — забивной [77]. Длина их выбирается в зависимости от плотности грунта и может быть от 1,2—1,5 до 2 м и более. В насыпных грунтах длину забивных реперов увеличивают до 2—2,5 м. В отдельных случаях верхнюю часть репера целесообразно бетонировать. Для предотвращения выпучивания репер изолируют от бетона.

Для закладки реперов в скальных породах надо выбуривать углубление, в котором бетонируют металлический штырь диаметром 20—30 мм и длиной 30—50 мм.

Начальные наблюдения на заложенных наблюдательных станциях выполняются спустя некоторое время после закладки реперов в грунт. Рекомендуемый период времени для стабилизации реперов забивных — 10 сут, бетонируемых в скважинах — 25—30 сут.

Наблюдения за относительными деформациями осуществляют, применяя короткие профильные линии, парные реперы, тахеометрическую съемку, приборы и устройства для на-

блюдений за развитием трещин, а также путем систематических визуальных наблюдений.

Короткие профильные линии закладываются на оползневых участках. Расстояние до опорных реперов обычно не превышает 50 м. Наблюдения ведут аналогично наблюдениям за абсолютными деформациями (требования и методика описаны выше) без привязки опорных реперов к геодезической сети.

Парные реперы закладывают один у нижней бровки вышележащего уступа, другой — у верхней бровки нижележащего уступа. Между реперами замеряют длины и определяют высотные отметки.

Для наблюдения за развитием трещин используются маяки, деформометры, отсчетные микроскопы, щелемеры, индикаторные устройства.

Визуальные наблюдения заключаются в периодическом обследовании откосов, уступов, предохранительных и транспортных берм, прилегающей к карьеру земной поверхности и инженерных сооружений, расположенных в возможной зоне сдвижения борта карьера. При наличии деформаций их описывают, наносят на план, зарисовывают и фотографируют.

Абсолютные и относительные инструментальные наблюдения за деформациями бортов карьера «Восточный», а также визуальные обследования позволяют выявить неустойчивые участки и определить их категорию по степени опасности, используя в качестве основных критериев величину и скорость смещения деформирующего массива.

17.9. МЕТОДИКА ЛИНЕЙНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ

При наблюдениях за деформациями предусматривается применение совместных рулеточных и светодальномерных измерений расстояний. И в том, и в другом случае выбранное оборудование по точности должно обеспечивать относительную ошибку измерений не более 1/10000.

Рулеточные измерения необходимо выполнять стальной компарированной рулеткой длиной 30—50 м с использованием

жестких отвесов. Количество жестких отвесов не менее трех. Жесткие отвесы необходимо проверить в соответствии с технической инструкцией. Компарирувание рулетки должно выполняться перед каждым циклом измерений с оценкой точности компарирования.

Для светодальномерных измерений используются светодальнометр МСД-1М или ЕОК-2000, электронный тахеометр Trimble 3601 SET 2030R3 NW, измерения которыми отвечают необходимой точности в интервале длин 30 м и более. Светодальнометр должен быть исследован по полной программе для данного типа прибора.

В процессе измерений каждый из интервалов между смежными реперами определяется, как правило, один раз. Рулеточными измерениями определяются длины менее 50 м на горизонтальных участках профильных линий. Допускается измерение таких интервалов светодальномером в случаях, если измерения рулеткой по каким-либо причинам затруднены. Наклонные интервалы менее 50 м могут измеряться как рулеткой, так и светодальномером по усмотрению исполнителя работ.

Длины более 50 м определяются во всех случаях светодальномерными измерениями. Каждый интервал для повышения точности измерений находится как разница двух измерений.

С одной установкой светодальномера может измеряться несколько длин. С целью улучшения условий измерений разрешается выносить точку установки светодальномера за профильную линию, оставляя ее в створе линии реперов. В этом случае для вынесенных точек установки определяются высотные отметки.

Светодальномерные измерения выполняются светодальномером после выполнения всех исследований, предусмотренных для данного типа прибора. Измерение расстояний должно сопровождаться следующими дополнительными измерениями:

1. Определением высотных отметок на точках стояния инструмента и визирования.
2. Определением высот инструмента и отражателей.
3. Определением температуры.
4. Определением давления.

Данные о высотных отметках точек берутся из нивелирования, выполняемого параллельно с измерением длин. Остальные измерения выполняются для каждого измерения отдельно или совместно для нескольких измерений, выполняемых с одной точки стояния прибора.

Все измерения расстояний проводятся двумя приемами в полном соответствии с методикой, принятой для данного типа светодальномера. В случаях, если «грубое расстояние» известно или может быть определено другим способом, допускается выполнять светодальномерные измерения только на одной основной частоте.

Измерения интервалов рулеткой выполняются при длинах менее длины выбранной рулетки по жестким отвесам. Измерения сопровождаются определениями температуры воздуха с частотой, обеспечивающей ошибку измерений не более 1°. Каждый интервал измеряется трижды со смещениями. Расхождение между измерениями не должно превышать 1/10000 измеряемого интервала.

Обработка результатов измерений проводится в целом для всех измерений. Конечной целью обработки является получение горизонтальных расстояний между смежными реперами с введением всех необходимых поправок и уравниванием. Она выполняется в следующем порядке:

1. Определяются наклонные D' , длины, измеренные светодальномером. В измеренные длины вводятся поправки за температуру, давление, постоянную светодальномера.
2. Определяются наклонные длины, измеренные рулеткой. В измеренные длины вводятся поправки за температуру и компарирование.
3. Находятся горизонтальные проложения измеренных длин. Для этого по данным высотной съемки находят превышения между конечными точками измеренных длин. В случае светодальномерных измерений учитываются высоты инструментов и отражателей для данного измерения. Определение горизонтального проложения выполняется по формуле

$$D_i = \sqrt{(D'_i)^2 - h_i^2} , \quad (17.20)$$

где D'_i — наклонное расстояние, м; h_i — превышение между начальной и конечной точками измеренного отрезка, м.

4. Вычисляются значения горизонтальных длин, определяемых по разностям светодальномерных измерений.

5. Выполняется оценка точности измерений. Допустимой считается относительная ошибка по ходу менее 1/10000.

6. С учетом рулеточных измерений интервалов, не включенных в замкнутый ход, вычисляются значения интервалов между смежными реперами по всей продольной линии.

17.10. МЕТОДИКА ВЫПОЛНЕНИЯ ВЫСОТНОЙ СЪЁМКИ

Нивелирование горизонтальных участков профильных линий и передача высотной отметки с уступа на уступ выполняется по ходу без смены инструментов и оборудования.

Ход нивелирования выполняется от опорных реперов на поверхности до низких рабочих и обратно с определением превышений между смежными реперами как в прямом, так и обратном ходах. Для нивелирования используется нивелир Н3 и соответствующие ему по точности.

Предельная длина визирного луча не должна превышать 50 м. Разрешается брать отсчеты по реперам, как по промежуточным точкам. Однако при этом отсчеты берутся по двум шкалам как в прямом, так и обратном ходе. Во всех случаях превышения определяются для смежных реперов профильных линий. Нивелирование горизонтальных участков по поверхности выполняется в полном соответствии с требованиями инструкции по нивелированию III класса.

Выбор методики нивелирования производится исполнителем работ в зависимости от характера рельефа. Допускается использование геометрического нивелирования при передаче высотной отметки с горизонта на горизонт при малой высоте уступа (до 5—6 м) и при пологих откосах уступов. При крутых откосах и больших высотах уступов нивелирование выполняется наклонными лучами с использованием нивелирной насадки или тригонометрическим нивелированием.

В случае, когда борт карьера представлен крутыми и высокими уступами, порядок работы будет следующим:

1. На последней станции нивелирования по поверхности в качестве передней точки принимается место установки штатива с заключенной в нем в вертикальное положение рейки. Штатив устанавливают на бровке уступа в непосредственной близости к последнему поверхностному реперу.

Отсчеты по передней точке берут в обычном порядке.

2. Нивелир устанавливают на 1-м горизонте с таким расчётом, чтобы при установленной на нём нивелирной насадке в положении «вверх» и наведении на рейку оба наклонных визирных луча попадали в плоскость рейки. Рейка на штативе приводится в наклонное положение и ориентируется на инструмент. По рейке берут отсчеты по обоим визирным лучам и обеим шкалам рейки. По дальномерным нитям берут отсчеты и определяется наклонное расстояние визирного луча. Определение выполняют по любому визирному лучу, в случае выхода дальномерной нити из плоскости шкалы расстояние получают удвоением разности отсчетов по средней и одной из дальномерных нитей.

Наклонная рейка сбивается и вновь ориентируется на инструмент. Устанавливается нивелирная рейка и берутся повторно отсчеты на заднюю точку. Расхождение в отсчетах не должно превышать 5 делений для самих отсчетов и 2 делений для разностей отсчетов по двум визирным лучам. При больших отклонениях сбивается нивелирная насадка, рейка устанавливается вновь в рабочее положение и берётся третья серия отсчетов. При отклонениях между расстояниями отсчетов 4 делений отсчеты серии, давшей эти отсчеты, исключаются. При меньших отклонениях в обработку принимаются все измерения.

3. Нивелирная насадка снимается и осуществляется геометрическое нивелирование 1-го горизонта. Отсчеты берутся по обеим шкалам рейки и записываются как промежуточные точки. На расстоянии, равном или близком к наклонному расстоянию до установленной вверху рейки, на башмаке или штыре устанавливается вертикально нивелирная рейка. Берутся отсчеты по

этой рейке по обеим шкалам и дальномерным нитям. Расхождение в расстояниях на переднюю и заднюю точки не должно отличаться более чем на 2 м.

4. Нивелир переносится на бровку уступа этого же горизонта с таким расчётом, чтобы добиться равенства расстояний от инструмента до рейки, установленной на башмаке, и от инструмента до наклонной рейки, устанавливаемой на 2-м горизонте.

На нивелир устанавливается нивелирная насадка в положение «вниз» и повторяются измерения, аналогичные вышеперечисленным. В этом положении измерения начинаются с передней точки, т.е. с точки установки наклонной рейки.

В случае, если нивелир перед работой по п. 2 был установлен так, что возможно и нивелирование «вниз», то операции пп. 2, 3, 4, 5 выполняются с одной установки инструмента.

5. Нивелир устанавливают на 2-м горизонте. Осуществляется геометрическое нивелирование, в котором за заднюю точку принимается местоположение рейки на штативе (рейка устанавливается вертикально), за промежуточные — рабочие реперы 2-го горизонта, за переднюю — положение рейки на штативе на бровке уступа, куда она переносится с задней точки.

Расстояние до задней и передней точек выбирается так, чтобы в сумме с этим же расстоянием при работе на 1-м горизонте расхождение задних и передних расстояний не превышало 2 м.

6. Работа выполняется аналогично до нижнего горизонта. Установки нивелира с насадкой осуществляются на нечётных горизонтах, без насадки — на четных.

7. Обратный ход выполняется в том же порядке, но работа с насадкой проводится на чётных горизонтах.

8. Нивелир устанавливают у бровки на поверхности с насадкой «вниз» и затем производят геометрическое нивелирование на поверхностные реперы.

Запись результатов измерений осуществляется в специальном журнале.

Особенность нивелирования по профильным линиям состоит в том, что участки, нивелируемые горизонтальным визирным лучом (геометрическое нивелирование), чередуются с крутыми,

для которых геометрическое нивелирование неприемлемо. Раздельная оценка точности для горизонтальных и уклонных участков профильных линий усложняет определение качества съёмки и делает его в известной степени произвольным, так как для всех методов нивелирования, кроме геометрического, отсутствуют достаточно разработанные методы оценки точности [134]. Необходима такая методика оценки точности, которая давала бы объективные, независимые от принятого метода нивелирования результаты. Кроме того, эта методика должна быть построена на основе общепринятых положений.

Такое становится возможным при введении понятия эквивалентного хода. За эквивалентный ход принимается ход геометрического нивелирования, который мог бы заменить реальный теоретически. В этом случае мы будем иметь однотипные характеристики для нивелирования всей профильной линии, что позволит считать допустимые значения ошибок.

Для эквивалентного хода определяется длина хода L и количество станций n' . Длина получается как сумма горизонтальных и наклонных длин станов независимо от метода нивелирования. Количество станций находится по формуле

$$n' = \frac{\sum |\Delta h|}{h_{cp}}, \quad (17.21)$$

где $\sum |\Delta h|$ — сумма абсолютных значений превышений на станциях; h_{cp} — среднее значение превышения на станции при геометрическом нивелировании.

Выполненные исследования позволяют принять $h_{cp} = 200$ мм в качестве предельного значения при соблюдении всех требований классного нивелирования.

В соответствии с требованиями инструкции при наблюдениях по профильным линиям допустимая ошибка нивелирования определяется одной из формул:

$$f_{\text{доп}} = \pm 6,0\sqrt{L}, \text{ мм}; \quad (17.22)$$
$$f_{\text{доп}} = \pm 2,0\sqrt{n}, \text{ мм},$$

где L — длина хода, км; n — число станций.

Видно, что значения допустимой ошибки, найденные по предлагаемым формулам, во всем диапазоне углов наклона не совпадают. Практически используется наибольшее из двух значений. Более правильно было бы иметь одну формулу для нахождения допустимой ошибки, найденной по прежним формулам, дающую значение ошибки, близкое к большей из найденных по имеющимся формулам. Такая формула получается при одновременном учёте как длины нивелирного хода, так и количества станций.

$$f_{\text{доп}} = \pm 5,0\sqrt{L} + 1,5\sqrt{n}, \text{ мм.} \quad (17.23)$$

Для определения допустимой ошибки хода, заключающего несколько методов нивелирования, в формуле значение n необходимо принимать равным числу станций эквивалентного хода n' . Тогда формула имеет вид:

$$f_{\text{доп}} = \pm 5,0\sqrt{L} + 1,5\sqrt{n'}, \text{ мм.} \quad (17.24)$$

Расчеты по формуле могут выполняться при нивелировании по профильным линиям с различными соотношениями горизонтальных и наклонных частей и отвечают тем требованиям, которые предъявляются к данным работам.

Невязка определяется в целом для всего хода по профильной линии в прямом и обратном направлениях без выделения по методу нивелирования определения значения допустимой ошибки.

При величине невязки менее допустимой ошибки вычисляется значение поправки к превышению. Поправка распределяется поровну на все станции геометрического нивелирования и определяется для станций нивелирования наклонным лучом как

$$\delta_n = \delta_r \sqrt{n'_n}, \quad (17.25)$$

где δ_n — поправка в превышение на определяемой станции; δ_r — поправка в превышение на станции геометрического нивелирования; n'_n — число станций эквивалентного хода геометрического нивелирования.

Тригонометрическое нивелирование крутых участков профильных линий (репера верхнего горизонта на репер нижнего при прямом ходе и с репера нижнего горизонта на репер вышележащего при обратном ходе) с последовательным выполнением линейных и угловых измерений электронным тахеометром производится в следующем порядке. На репере (пункте), с которого выполняют измерения, устанавливают тахеометр и измеряют наклонное расстояние до отражателя, расположенного на другом конце линии (репере). Измеряют зенитное расстояние Z на центр отражателя. Так как $V_m = V_o = V$, то формула (17.6) примет вид: $t = i_c - i_r$.

При этом величина t является постоянной для данного соединения светодальномера и теодолита в электронном тахеометре.

Необходимость в вычислении поправок отпадает, если точка визирования при измерении зенитных расстояний и центр отражателя будут смешены на величину t . Это может быть достигнуто при использовании жесткого отвеса и специальной насадки для установки отражателя на жестком отвесе ОЖ-3 [122]. Насадка состоит из двух частей — верхней и нижней с гайками. Нижняя часть одевается на трубу жесткого отвеса и закрепляется винтом. В верхней части насадки устанавливают отражатель и закрепляют винтом. Установку отражателя на высоте t по отношению к целику отвеса достигают перемещением всей насадки по трубе жесткого отвеса. Возможны пределы перемещения от 110 до 160 мм. Для удобства фиксирования необходимых высот установок отражателей на нижней части насадки прикреплена линейка.

17.11. МЕТОДИКА УГОЛОВЫХ ИЗМЕРЕНИЙ ДЛЯ БОКОВЫХ РЕПЕРОВ

Положение боковых реперов станции необходимо определять как в плане, так и по высоте. Высотные отметки получаются в обычном порядке при нивелировании всех реперов станции.

Плановое положение перечисленными измерениями (кроме линейно-угловой засечки) не определяется. Это требует введения дополнительных измерений, которые бы при минимальных объемах работы решали задачу.

Принимаем, как и для основных реперов, за наиболее вероятный вид деформаций смещения параллельно осевой линии станции. В плане это смещение может быть уловлено измерением угла между осью станции и направлением на боковой репер. Но так как положение оси станции определить сложно, то можно вместо него использовать любое направление на удаленную хорошо видимую точку. Приведенные рассуждения позволяют определить порядок измерений следующими последовательно исполняемыми операциями:

1. Теодолит Т5 или любой другой, соответствующий ему по точности, центрируется над репером, расположенным по оси станции на верхней бровке уступа. Измеряются полным приёмом углы между направлением на хорошо видимую удаленную точку и боковой репер, например левый. Затем такой же угол измеряется на правый репер.

2. Определяются по дальномеру или берутся из предыдущих серий наблюдений расстояния до боковых реперов. Работы по пп. 1, 2 повторяются на всех остальных горизонтах станции. Желательно во всех измерениях осуществить наведение на одну и ту же удаленную точку.

3. Определение смещения выполняется следующим образом. Сначала по данным линейных измерений находятся смещения в плане тех реперов, которые принимались нами для установки теодолита, или делается вывод о сохранении их планового положения. Затем по расстоянию до бокового репера и разности между выполненным измерением угла и предыдущим или первоначальным определяется смещение бокового репера относительно репера с инструментом. Сумма вычисленного смещения и смещения репера с инструментом дает нам величину планового смещения бокового репера.

17.12. ОРГАНИЗАЦИЯ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ БОРТОВ КАРЬЕРА

Параллельно с разработкой теоретических вопросов необходимо произвести отбор для производства измерений, конструирование и изготовление инструментов и оборудования, предложенных в процессе теоретической разработки, поверки, юстировки, и аprobацию новых приборов, закладку станций на местности и измерения по ним.

Выполнение перечисленных работ позволит отобрать наиболее рациональные приемы работ, обеспечивающие высокую производительность и точность.

Подготовка оборудования для выполнения полевых работ

Приборы и оборудование, рекомендуемые для наблюдений, выбираются из числа серийных, которые по своим характеристикам вполне отвечают всем требованиям по точности и производительности. К таким относятся 50-метровые стальные рулетки, жесткие отвесы. Выполнение с их помощью многих видов геодезических работ и наблюдений за сдвижением горных пород служит достаточной гарантией их пригодности [135].

Выбор светодальномера (электронного тахеометра) не хуже прибора ЕОК-2000. Данный светодальнометр позволяет измерять устойчиво расстояния до 1500—2000 м, что соответствует размерам карьера «Восточный», с ошибкой порядка 1 см. По дальности действия он в большой степени подходит для измерений по схеме с расположением прибора на начальном или конечном реперах станций и линейно-угловой засечки, которые и предлагаются в качестве основных. Проведенные опытные измерения на других объектах показывают, что определение интервалов между реперами станций по разности двух измерений обеспечивает инструментальную точность, а во

многих случаях и превосходит ее. Точность светодальномерных измерений хорошо согласуется с точностью всего комплекса наблюдений.

Для выполнения высотной съёмки необходимо использовать нивелир Н3 или НС4, прецизионные 3-метровые рейки с полусантиметровыми делениями и нивелирные насадки, изготовление которых непосредственно необходимо для данной работы или заменить их электронными тахеометрами, проведя соответствующие опытные измерения на наклонных участках профильных линий. Нивелиры Н3, НС4 по своим характеристикам относятся к приборам, предназначенным для нивелирования III и IV классов, что отвечает условиям работы. Использование рейки с инварной шкалой обеспечит необходимую точность как при геометрическом нивелировании, так при нивелировании двумя наклонными на постоянные углы визирными лучами. Это позволит все нивелирование производить с помощью одной рейки.

Выполнение привязки наблюдательных станций, разбивка их на местности, измерение углов на боковые реперы могут быть осуществлены с помощью теодолитов Т2 и Т5 (электронных тахеометров) и им аналогичных.

Таким образом, к моменту начала полевых работ все необходимые приборы и оборудование должны быть подобраны и изготовлены, что позволяет приступить к их поверкам и исследованиям.

Поверки и исследования приборов и оборудования

Поверки теодолитов, используемых в работе нивелиров выполняются в обычном порядке и объёме. Компарируемая стальной рулетки необходимо проводить на полевом компараторе или последовательным измерением метровых интервалов контрольным метром. При компарировании следует осуществлять натяжение в 10 Н, проводить измерение температуры, определять и вводить поправки в измерение по контролльному метру.

Исследование светодальномера должно состоять из определения постоянной светодальномера и контроля частот. Постоянную светодальномера находят по результатам измерений длин сторон полевого компаратора. Полученное значение постоянной светодальномера должно хорошо согласовываться с приведённой в паспорте прибора; если расхождение лежит в пределах точности измерений, то это позволяет принять паспортное значение постоянной.

Определение рабочих частот производится в метрологической лаборатории на частотомере. Полученные значения частот должны быть в пределах точности определения согласно паспортным значениям.

Закладка и привязка наблюдательных станций

На первом этапе производится рекогносцировка на местности с определением положения рабочего репера рядом с верхней бровкой карьера и направления осевой линии станции. Затем на выбранном репере устанавливается теодолит и ориентируется по осевой линии, вдоль которой на всех горизонтах, начиная с транспортной бермы, определяются места расположения реперов рядом с верхними бровками уступов.

Положение ещё одного репера на каждом горизонте определяется после установки теодолита на уже заложенном репере этого горизонта с ориентацией прибора по оси станции. Боковые реперы станции выносятся в стороны от оси на 45—50 м и на расстояние 2—3 м от верхней бровки уступа. Опорные реперы станций на поверхности составляют группы из трёх реперов, расположенных по оси станции с расстоянием между ними в 50 м. При разбивке каждый репер отмечается колышком, определяются по дальномеру расстояния между реперами и углы наклона по наклонной части станции. По ходу разбивки составляются рабочие схемы с указанием всех измеряемых элементов и нумерацией реперов.

Закрепление реперов осуществляется забивкой металлических стержней длиной 1,7—2,0 м и диаметром 20—30 мм с заострёнными концами во всю их длину. При скальном грунте реперы заглубляются на максимально возможную глубину с обрезкой выступающего конца. При невозможности забить репер на намеченном месте допускается смещение его в пределах 1,5—2,0 м с обязательным сохранением створа для реперов, расположенных на оси станции. Реперы отмечают сторожками, закреплёнными рядом.

Привязку станций выполняют после их разбивки и закрепления реперов. При привязке определяется плановое положение конечного репера на транспортной берме, репера, закреплённого на верхней бровке карьера, и опорных реперов на концах профильных линий.

На намеченных реперах устанавливают теодолит (электронный тахеометр) и выполняется комплекс измерений с использованием пунктов опорной сети карьера. Опорная сеть карьера должна быть уравнена с выявлением погрешностей по соответствующим направлениям. По результатам измерений определяют координаты реперов и наносят их на план карьера. В окончательном виде создается схема наблюдательной сети карьера, где указано положение всех станций и порядок производства наблюдений.

Полевые работы по первому циклу наблюдений

Первый цикл измерений проводится с целью определения исходных данных для обнаружения деформаций или их отсутствия, для нахождения абсолютных величин смещений. Это придает материалам большую весомость и требует качественного исполнения всего объема работ. Корректировка материалов первого цикла по последующим может быть осуществлена только при полном отсутствии сдвига горных пород. Кроме того, применение нового оборудования, новых методик наблюдений делает данные измерения в какой-то степени опытными. Поэтому в процессе наблюдений необходимо установить при-

мы работы, её организации для достижения в последующем лучших результатов и производительности.

Работы лучше всего выполнять бригадой в составе 4 человек. В отдельные дни количество исполнителей можно уменьшить или увеличить на одного человека, однако оптимальным количеством следует признать именно такой состав. При нивелировании распределение обязанностей может быть следующим:

- наблюдатель, работающий с прибором и переносящий его;
- регистратор записи;
- 2 реечника, устанавливающие рейку на штативе и без него и переносящие рейку и штатив.

Выполнение измерений расстояний стальной рулеткой и светодальномером (электронным тахеометром) также предполагает наличие наблюдателя и регистратора записи, а также двух рабочих для переноски и установки жестких отвесов и отражателей.

Результаты измерений записывают в журналах нивелирования, светодальномерных измерений, измерения длин, измерения углов. По всем измерениям следует выполнять полевой контроль, ошибочные измерения исключать с повторением измерений.

Обработка материалов наблюдений

В соответствии с принятой методикой нивелирование выполняют по каждой станции одним замкнутым ходом, а линейными измерениями устанавливаются интервалы между смежными реперами станции. Положение боковых реперов находится по линейно-угловым измерениям. Принятый порядок предполагает оценку точности нивелирования по ошибке замкнутого хода, а оценку линейных измерений — по расхождению двойных измерений. Последний контроль выполняется в поле, что позволяет брать полученные средние наклонные расстояния непосредственно из полевых журналов.

Определение высотных отметок реперов дается в условной системе, в которой за «О» берётся отметка конечного (опорного) репера каждой станции. По результатам нивелирования строится профиль борта карьера по каждой станции.

Обработка результатов дальнейших наблюдений складывается из вычислений и построения графиков, изображающих результаты наблюдений.

Прежде всего проверяются все вычисления в полевых журналах, чтобы убедиться в правильности средних значений и допустимости возникших невязок. Результаты геометрического нивелирования обрабатываются обычным способом.

Для каждого опорного и рабочего репера на каждую дату наблюдений определяются отметки, которые заносятся в ведомость вычисления оседаний реперов. Оседания вычисляют по формуле

$$\eta_i = Z_1 - Z_i,$$

где Z_1 — отметка репера на начальную серию наблюдений; Z_i — отметка того же репера на i -ю серию наблюдений. По полученным данным строятся кривые оседания по профильным линиям.

Скорость оседания определяется как отношение величины оседания между двумя смежными сериями наблюдений к промежутку времени между ними:

$$V = \frac{\eta_i}{\Delta t_i}.$$

Рассчитанные величины оседаний заносятся также в ведомость вычисления вертикальных деформаций наклонов и кривизны (i и k).

Величины наклонов и кривизны на каждую дату наблюдений рассчитываются по формулам:

$$I = \frac{\eta_n - \eta_{n-1}}{l} = \frac{\Delta \eta}{l},$$

где η_n, η_{n-1} — оседание концов интервала, мм; l — длина интервала, м;

$$k = \frac{i_n - i_{n-1}}{l_{cp}} = \frac{\Delta i}{l_{cp}},$$

где i_n, i_{n-1} — наклоны смежных интервалов, $1 \cdot 10^{-3}$; l_{cp} — средняя длина интервала, м.

По полученным данным строятся графики наклонов и кривизны.

Для определения горизонтальных расстояний между реперами на каждую дату наблюдений в измеренные длины интервалов вводятся следующие поправки:

- за компарирование Δl_k — в соответствии с паспортом компарирования;
- за температуру $\Delta l_t = \alpha l_{izm}(t_{izm} - t_0)$,

где α — коэффициент линейного расширения стали; t_{izm} — температура измерений; t_0 — температура компарирования; l_{izm} — измеренная длина интервала;

$$\bullet \text{за наклон: } \Delta l_h = \left(\frac{h^2}{2l_{izm}} + \frac{h^4}{8l_{izm}^3} + \dots \right),$$

где h — превышение между концами интервала.

Горизонтальная длина интервала

$$l = l_{izm} + \sum \Delta l = l_{izm} + \Delta l_k + \Delta l_t + \Delta l_h.$$

Горизонтальные сдвиги реперов определяются по формуле

$$Z = D_i - D_1,$$

где D_1 — расстояние от опорного репера до данного на начальную дату наблюдений; D_i — то же, на рассмотренную i -ю дату наблюдений.

Относительные горизонтальные деформации вычисляют по формуле:

$$\varepsilon = \frac{l_i - l_1}{l},$$

где l_1 — длина интервала на первоначальное наблюдение; l_i — то же, последующее (i -е) наблюдение.

Полученные результаты представляются в виде графиков кривых горизонтальных сдвигов и деформаций [77].

Установление типа оползней и построение поверхности скольжения производится на основе следующих особенностей развития деформаций откосов [77].

Если векторы сдвига реперов изменяют свое направление закономерно, плавно выполаживаясь к основанию откоса, а по величине почти одинаковы от верха до низа откоса, то это является признаком того, что оползневое тело движется по плавной криволинейной поверхности, как одно целое, без существенных относительных смещений отдельных участков.

В этом случае, пользуясь направлениями векторов перемещения реперов, строится приближенное положение 1 поверхности скольжения.

Построение выполняют следующим образом (рис. 17.7):

а) на профиле, где изображены в определенном масштабе векторы смещения реперов, заложенных на земной поверхности и поверхности откоса, из начала векторов восстанавливают перпендикуляры в сторону массива;

б) от точки на земной поверхности, в которой зафиксировано максимальное значение сдвига, строится вертикальный отрезок, равный H_{90} ;

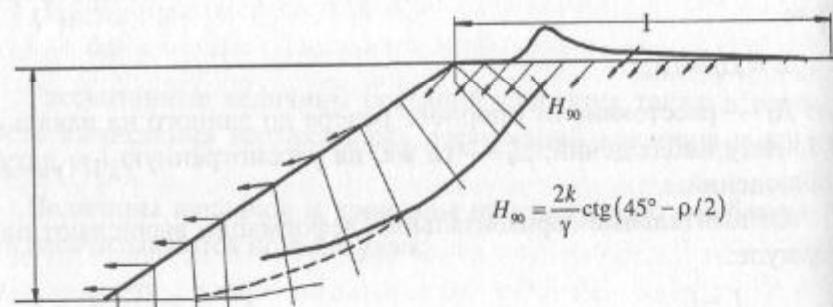


Рис. 17.7. Построение поверхности скольжения в однородном откосе по векторам смещений реперов [77]:

1 — график сдвигов

в) из конца H_{90} и основания откоса проводятся отрезки, параллельные векторам смещения реперов и пересекающие перпендикуляры к векторам смещений; эти отрезки проводятся до пересечения с биссектрисами углов между соседними перпендикулярами (между перпендикулярами, пересекаемыми отрезками и соседними с ними);

г) из точек пересечения проведенных отрезков и биссектрис проводятся новые отрезки, параллельные последующим векторам смещения, до пересечения с биссектрисами углов между двумя другими следующими по порядку перпендикулярами и т.д.;

д) полученная таким путем ломаная линия между верхней и нижней точками сглаживается в плавную кривую;

е) если при построении ломаной линии от одной (верхней или нижней) точки она не смыкается с другой, построение необходимо вести одновременно от обеих точек до середины откоса; полученное несмыкание исправляется проведением плавной кривой, как показано на рис. 17.7.

При значительных деформациях векторы смещения реперов на профиле изображаются в масштабе профиля, поэтому при построении поверхности скольжения в массиве перпендикуляры восстанавливают из середины вектора, а построение производят от трещины отрыва — сверху и линии отреза (надвига) — снизу.

Если векторы сдвига реперов параллельны наслойнию пород и между собой, то это указывает на скольжение оползневых масс по наслойнию пород; такие деформации наблюдаются при контактных оползнях или подошвенных оползнях отвалов.

17.13. ПАСПОРТИЗАЦИЯ ДЕФОРМАЦИЙ

Единым документом деформации является паспорт, на основе которого принимают рациональные инженерно-технические решения по ликвидации и предупреждению деформаций бортов карьеров.

Паспортизации подлежат нарушения устойчивости уступов, бортов, рабочих площадок, предохранительных и транспортных берм, угрожающие безопасности ведения работ и нарушающие

режим работы горного предприятия, и все нарушения устойчивости склонов и откосов объемом свыше 1 тыс. м³ или захватывающие площадь более 0,5 тыс. м².

Паспорт составляют в 2 экземплярах: один хранится в архивах маркшейдерской службы предприятия на правах специальной маркшейдерской документации, второй направляется не позднее 10-дневного срока в головной научно-исследовательский институт по исследованию устойчивости откосов на карьерах цветной металлургии.

Паспорт деформации составляет геолого-маркшейдерская служба на основании инструментальных маркшейдерских, инженерно-геологических и гидрогеологических съемок, проектно-изыскательской документации и материалов ранее проведенных научных исследований не позднее чем в месячный срок с момента деформации.

Нарушения устойчивости, произошедшие в период строительства, подлежат паспортизации геолого-маркшейдерской службой ОКСов или СМУ и передаются эксплуатационной маркшейдерской службе при сдаче карьера в эксплуатацию.

На титульном листе паспорта указывают названия министерства, промышленного объединения, комбината, карьера.

В паспорт вносят следующие данные: объект деформации, вид деформации, дату возникновения деформации, размер деформации (длина по фронту, глубина развития, величина смещения, объем), параметры деформированного откоса (проектные, фактические до деформации), время стояния откоса до деформации, скорость движения деформированных масс, наблюдения, проводимые да участке, ранее имевшие место деформации на этом участке, ущерб, причиненный деформацией, горно-технические условия отработки участка, краткую инженерно-геологическую характеристику участка, причины деформации, меры, принятые для ликвидации деформации, дополнительные сведения, графические приложения к паспорту деформации.

Деформацию в плане фиксируют на погоризонтных, поуступных или сводных планах карьера (или отвала) с указанием дат начала и окончания деформации и ее номера. К паспорту

прикладывают выкопировку, выполненную тушью на кальке, или светокопию выкопировки, на которую выносятся скважины с полной экспликацией, все подробности, положение добывчих и транспортных механизмов, дороги, железнодорожные пути, линии электропередачи, водоемы, последовательность развития деформации, пикеты, опорные точки съемки и реперы наблюдательных станций.

К плану прикладывают разрезы по характерным профилям деформированного участка (2—3 разреза), но не реже чем через 50 м по фронту деформирования, выполненные в одинаковых вертикальном и горизонтальном масштабах. В случае сложного характера деформации дают разрезы, перпендикулярные направлению движения. На разрезы выносят отдельной колонкой геологическое строение деформированного массива с указанием физико-механических характеристик, использованных при проектировании углов откосов отвалов, уступов и бортов карьера или полученных в результате дополнительных изысканий; положение уровней подземных вод до деформации и их изменение в процессе деформирования откоса; контуры откоса до деформации и после нее (в том случае, если точно установить положение контура до деформации трудно, линии контура проводят пунктиром), положение поверхности скольжения. По направлению профильных линий наблюдательных станций разрезы дают с указанием мест заложения реперов, векторов их смещений; прилагают ведомость смещений реперов.

На план и разрезы выносят положение и схемы противооползневых сооружений.

Целесообразно иллюстрировать паспорта фотоснимками.

Более подробную информацию паспортизации месторождений можно найти в работе [76].

18. ЗАЩИТА ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ ОТ ПОВЕРХНОСТНЫХ ВОД И ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ, ОСНОВАНИЙ И ПОВЕРХНОСТЕЙ ОТВАЛОВ*

18.1. ЗАЩИТА ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ ОТ ПОВЕРХНОСТНЫХ ВОД И ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

Присутствие воды в карьерах затрудняет условия работы людей и механизмов [100, 141]. Причиной обводненности пород могут быть обильные атмосферные осадки, недалеко расположенные водоемы, наличие проницаемых пород, вмещающих напорные и безнапорные водоносные горизонты. Насыщенные водой породы меняют свои физико-механические свойства и становятся непригодными для разработки и дальнейшей переработки. Осушение (дренаж) карьерных полей предусматривает снижение уровня или напоров водоносных горизонтов. Оно выполняется с целью: сокращения водопритоков в горные выработки, изменения напряженного состояния массива горных пород, обеспечения устойчивости горно-технических сооружений, снижения влажности полезного ископаемого, предотвращения затопления подрабатываемых территорий грунтовыми водами, обеспечения нормальных условий работы горно-транспортного оборудования. Горные породы по дренируемости разделяют на группы (табл. 18.1) [141].

* Раздел написан по материалам учебника проф. А.М. Гальперина.

В естественных условиях породы образуют горно-геологические комплексы, представленные переслаивающимися породами, относящимися к различным группам (комплексы осадочных пород), или породами одной группы с включениями пород других групп (комплексы изверженных и метаморфических пород).

Месторождения полезных ископаемых разделяют на группы А, Б и В по дренируемости и влиянию дренажа на устойчивость бортов карьеров [100, 141, 142]. В группу А включены месторождения, сложенные горно-геологическими комплексами слабых глинистых и несвязных пород. Характерная особенность этих комплексов — перемежаемость слоев различных водоносных пород и глинистых водоупорных слоев, оказывающая существенное влияние на устойчивость и условия дренирования. В зависимости от условий залегания пород месторождения выделяют подгруппы: А-1 — сложены горизонтально залегающими слоями; А-2 — пологозалегающими слоями; А-3 — наклонно- и крутозалегающими слоями пород.

В группу Б включены месторождения, сложенные преимущественно горно-геологическими комплексами трещиноватых, хорошо фильтрующих пород. К группе В отнесены месторождения, в сложении которых участвуют в равной степени комплексы групп А и Б.

Выполненный В.А. Мироненко гидрогеомеханический анализ охватывает три главных аспекта влияния подземных вод на устойчивость откосов открытых горных выработок и отвалов — изменение напряженного состояния массива, процессы механического выноса и изменение исходных прочностных свойств пород.

Одной из главных причин крупных оползневых деформаций бортов карьеров является консервация высоких напоров в водоносных пластах лежачего бока, не вскрываемых горными работами. Связанные с этими пластами гидростатические и гидродинамические силы понижают степень устойчивости бортов на десятки процентов и вызывают необходимость предварительного водопонижения в породах лежачего бока даже при относительно ограниченной их водообильности. Такое водопонижение

Таблица 18.1

| Группа пород | Общая характеристика групп пород | Основные представители горных пород группы | Основные показатели дренируемости и устойчивости в обводненных откосах |
|--------------------------|--|--|--|
| Глинистые | Прочные и полускальные и средней прочности, трещиноватые | Изваренные и метаморфические (песчаники, известняки, сланцы и т. п.) породы | Наибольшая обвроченность в зонах закарстованности, тектонических нарушений и коры выветривания; хорошо дренируются скважинами, если они попадают в зону наибольшего размыва трещин, не размокают и не набухают |
| | Плотные | Полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические породы коры выветривания, алевролиты, аргиллиты, плотные трещиноватые глины, глинистые и калотрещиноватые песчаники, призигенные осадочные породы — мел, бурые угли (условно) | Трещиноватость и обводненность равномерная; дренируются удовлетворительно; размокают на фильтрующих участках уступов, а также при скоплении воды на площадках уступов |
| | Мягкие | Жирные или слабообесченные пластичные глины, слабые аргиллиты | Водоупорны, на поверхности откосов и на контакте с водоносными слоями набухают; сильно сжимаемы |
| Слабые песчано-глинистые | С малым сцеплением | Песчаные глины, суглинки, супеси, глинистые пески, слабые алевролиты | Существенно дренируются лишь открытыми горными и дренажными выработками, а также при снижении уровня в подстилающих слоях фильтрующих несвязанных или трещиноватых пород; в откосах набухают, размокают, а затем оплываюют |
| Несвязанные | Сцепление отсутствует | Гравий, пески, щебень, скальные и полу skalные породы | Хорошо дренируются скважинами (кроме пылеватых песков) и трещинами, не набухают, не размокают; пески оплывают в откосах под углами 10—16° |
| Современные ины | Неуплотненные современные отложения водных бассейнов | Современные илисто-глинистые сорбенты, болотные и лагунные осадки, водонасыщенные почвы, затопленные осадки | Дренируются лишь сeltь камни и трещиной; сопротивление сдвигу 10^4 Н/м^2 в откосах, весьма неустойчивых; весьма склонны к оползанию |

экономически всегда выгоднее, чем эквивалентное уменьшение генерального угла откоса (увеличение объемов земляных работ) или, тем более, ликвидация последствий оползня.

Фильтрационные деформации горных пород в откосах и подошве карьеров многообразны: здесь могут развиваться и механическая суффозия, и выпор, и прорыв, и фильтрационный вынос по трещинам, и оплыивание. Однако реальное влияние на условия открытых горных работ оказывают последние два процесса, причем несравненно более широким распространением пользуется оплыивание песчаных откосов: оно является экономически наиболее значимым видом фильтрационных деформаций и определяет, в конечном итоге, необходимую степень дренирования карьеров, вскрывающих обводненные песчано-глинистые толщи.

Влияние подземных вод на прочность горных пород связывается, главным образом, с плавунностью песков и набуханием глин. Интенсивность проявления плавунности зависит от величины гидродинамического давления в окрестности выработки. Как правило, опасность прорыва плавунов в карьеры невелика, однако на старых отвалах пылеватых пород могут развиваться деформации, внешне сходные с динамическим разжижением.

Изменение прочности глинистых пород вследствие их набухания проявляется в оползневых деформациях уступов, в ослаблении основания отвалов, а также в оползневых деформациях пород лежачего бока вследствие набухания водоупорных пород под действием гидродинамического давления. Лишь в последнем случае дренажные мероприятия могут быть эффективным средством борьбы с набуханием. Снижение прочности пород возможно также за счет ликвидации «цементационного сцепления» или выщелачивания при техногенном изменении состава подземных вод.

Как отмечалось, обводненные толщи глинистых и трещиноватых полускальных пород уплотняются в результате глубокого водопонижения, при этом прочность пород бортового массива увеличивается более чем на 20 %.

Развитие во времени осадок трещиноватых карбонатных пород происходит в пределах слоя преимущественно за счет ползучести минерального скелета и связано с высокой водопроницаемостью пород, определяющей быстрое завершение фильтрационной консолидации. Опережение водопонизительных работ Δt_m по отношению к горным работам (т.е. к моменту формирования откосов в рассматриваемых слоях) обеспечивает повышение прочности пород ($\tau = \tau_{oc}$) и улучшает условия устойчивости откосов.

Дренажные мероприятия на карьерах обычно соответствуют этапам ведения горных работ — строительству и эксплуатации горного предприятия. На первом этапе выполняют работы по отводу водотоков за пределы карьерных полей, ограждению выработок от затопления атмосферными водами, заблаговременному снижению напора (уровня) подземных вод. В эксплуатационный период поддерживают достигнутый сниженный напор (уровень) подземных вод или продолжают дальнейшее их снижение.

Обеспечивают дренаж при помощи следующих средств: водопонижающих скважин, оборудованных глубинными насосами; подземных дренажных выработок с фильтрами и колодцами; самоизливающихся и поглощающих скважин; иглофильтровых установок; приборового дренажа; дренажных зумпфов, траншей, канав. Перечисленные средства дренажа обладают как достоинствами, так и рядом технико-экономических недостатков, ограничивающих их применение.

Использование водопонизительных скважин наиболее эффективно при наличии в геологическом разрезе устойчивых скальных пород, высоких напорах, большой мощности и хорошей водопроницаемости дренируемых пород. Сооружение скважин не требует значительных капитальных затрат, а их эксплуатация отличается технической простотой и возможностью оперативно реагировать на изменения гидрогеологической обстановки путем изменения интенсивности откачки. К недостаткам этого способа дренирования относят малую эффективность при использовании в породах с $k_f > 5$ м/сут, в несвязных поро-

дах и при $k_f < 1$ м/сут в трещиноватых, а также наличие большого числа насосов и обслуживающего персонала.

Реальное направление снижения стоимости эксплуатации водопонизительных скважин — создание скважин большого (0,5—1,0 м) диаметра, имеющих высокую водозахватную способность, что позволяет увеличить расстояние между выработками и сократить число действующих насосов.

Подземный (шахтный) способ осушения включает в себя создание группы дренажных штреков, проводимых из специальных стволов, шурfov и штолен. Вначале штреки проводят на участках въездной и разрезной траншей, а в период эксплуатации карьера дренажную систему расширяют впереди продвижения фронта горных работ. В зависимости от гидрогеологических условий дренажные штреки предназначаются:

- для непосредственного дренирования вскрываемых ими пород;
- для заложения из них осушительных устройств на выше- и нижележащие водоносные горизонты;
- одновременно для дренирования вскрываемых штреками пород, а также выше- и нижележащих водоносных горизонтов.

Достоинствами подземного дренажа являются: высокая степень централизации водоотлива; возможность использования в проницаемых и слабопроницаемых породах ($k_f = 1\text{--}5$ м/сут); относительно низкая стоимость эксплуатации.

К недостаткам подземного дренажа, снижающим его перспективы, следует отнести: значительные затраты по его устройству и поддержанию; длительные сроки возведения; отсутствие возможности гибкого реагирования на изменения гидрогеологических условий.

Самоизливающие скважины применяют для снятия напоров в подошве карьера и в приборовой зоне, а также в почве дренажной выработки.

При слабоосушаемых породах на карьерах распространено применение системы иглофильтров, которые используются в строительный период, когда основная система осушения еще не

введена в эксплуатацию. Иглофильтровые установки состоят из центральных и вакуум-насосов, коллектора металлических труб диаметром 100—150 мм и длиной до 100 м и иглофильтров, устанавливаемых через 2—3 м на глубину погружения до 4—5 м. Шаг переноса установки обычно составляет 40—70 м.

Иглофильтровые установки располагаются на рабочих площадках уступов, легко переносятся и быстро монтируются. Их целесообразно применять для осушения обводненных пролежащих участков карьерного поля (рис. 18.1).

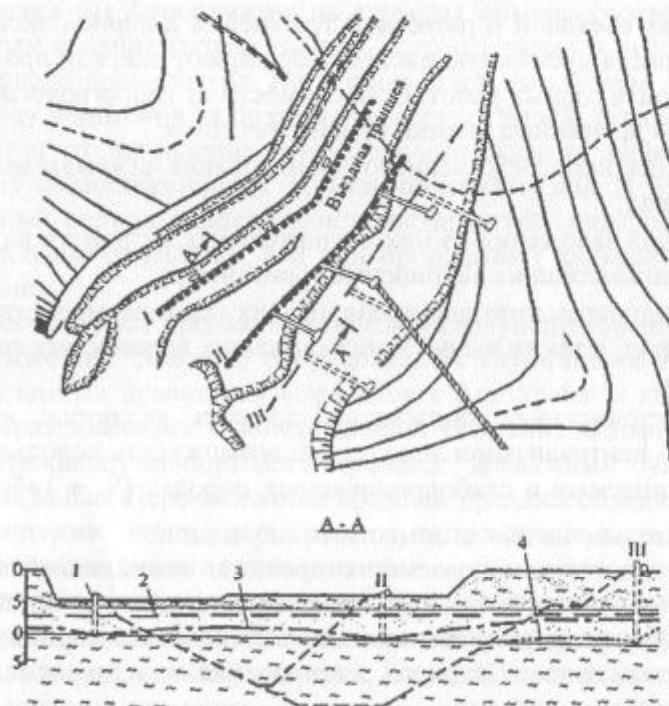


Рис. 18.1. Осушение участка въездной траншеи эжекторными иглофильтрами:

1 — насосные станции эжекторных установок; 2 — статический уровень воды; 3 — уровень воды при работе I и II линий ЭИ-2,5 первой очереди; 4 — тоже, при работе I и III линий ЭИ-2,5; I — первая линия ЭИ-2,5 первой очереди; II — вторая линия ЭИ-2,5 первой очереди; III — третья линия ЭИ-2,5 второй очереди

Прибортовой дренаж в виде дренажной пригрузки с водоотводной канавкой является эффективным средством предотвращения фильтрационных деформаций на нерабочих откосах. Открытый дренаж состоит из дренажных траншей, канав, иглофильтровых установок и понижающих колодцев. Дренажные траншеи закладывают на бровке карьера или на его уступах для осушения водоносных горизонтов, находящихся выше полезного ископаемого, при сравнительно небольшой глубине их залегания.

Использование водонепроницаемых (глинистых и цементационных) завес целесообразно при сравнительно неглубоко (до 30 м) залегающих водообильных породах. Это мероприятие особенно важно в случаях, когда использование обычных методов дренирования приводит к региональному истощению водоносных пластов, нарушению нормальных условий водоснабжения района или загрязнению подземных вод.

Последовательность введения в работу дренажных устройств, располагаемых в плане и в высотном отношении по какой-либо схеме, определяет систему дренажа, при этом выбор системы зависит от гидро- и инженерно-геологических условий эксплуатации карьера (табл. 18.2).

Выделяют опережающую, параллельную и совместную систему дренажа. В опережающей системе к дренажным работам приступают до начала ведения горных работ, и в дальнейшем осушительные мероприятия проводят с опережением во времени. Эта система целесообразна на месторождениях с простыми гидрогеологическими условиями. При параллельной системе дренажные мероприятия проводят одновременно с ведением горных работ в карьере.

Система применяется на месторождениях с простыми и средней сложности гидрогеологическими условиями. В совместной системе к дренированию приступают до начала ведения горных работ, а во время строительства и эксплуатации карьера эти мероприятия проводят как с опережением горных работ, так и одновременно с подвижанием фронта работ. Система применяется на месторождениях со сложными и очень сложными гидрогеологи-

Таблица 18.2

Классификация месторождений по условиям дренирования карьерных полей (ВНИМИ)

| Категория месторождения | Характеристика гидро- и инженерно-геологических условий эксплуатации карьера | |
|-------------------------|---|---|
| | Группа А — карьером отрабатываются рыхлые песчаные и мягкие породы | Группа Б — карьером отрабатываются полускальные породы, не склонные к размоканию и набуханию |
| I — простые | Притоки подземных вод в карьер не превышают $200 \text{ м}^3/\text{ч}$. Горные работы могут выполняться с применением средств открытого водоотлива; на стадии строительства карьера возможно временное использование водопонижающих скважин с суммарным дебитом не более $400 \text{ м}^3/\text{ч}$ | Притоки подземных вод в карьер не более $500 \text{ м}^3/\text{ч}$. Горные работы выполняются с применением средств открытого водоотлива или нескольких водопонижающих скважин с суммарным дебитом до $500 \text{ м}^3/\text{ч}$ |
| II — сложные | Притоки подземных вод в карьер от 200 до $1000 \text{ м}^3/\text{ч}$. Горные работы возможны при применении средств глубинного дренажа для сокращения водопритоков в карьер, ограничения фильтрационных деформаций пород или обеспечения общей устойчивости бортов карьера (за счет снижения нескрытых водопритоков) | Притоки подземных вод в карьер от 500 до $3000 \text{ м}^3/\text{ч}$. Горные работы возможны при применении глубинного дренажа для сокращения водопритоков в карьер или обеспечения общей устойчивости бортов карьера |

На основании анализа этих данных составляется природная гидрогеологическая схема области фильтрации, устанавливаются ее границы и краевые условия в природной обстановке.

Дренаж нерабочего борта карьера. Для обеспечения общей устойчивости борта карьера применяют дренирование пород горизонтальными скважинами, подземную систему, самоизливающиеся скважины. Для обеспечения устойчивости пород в пределах промежутка высачивания применяют горизонтальный прибортовой дренаж — отсыпку гравийно-щебеночной призмы в сочетании с водоприемной канавой, оборудуемой при значительных расходах дренажными трубами.

ческими условиями. Схему расположения дренажных устройств (дрен) в плане и разрезе, привязанную к участкам горных работ, называют схемой осушения. По расположению дрен в плане различают однолинейные, двухлинейные, сетчатые, одноконтурные, двухконтурные и кустовые схемы осушения (рис. 18.2). Они могут иметь постоянное положение или быть скользящими, изменяющимися в соответствии с подвижанием фронта горных работ (рис. 18.3).

Проектирование систем дренажа карьерного поля базируется на сформулированных В.А. Мироненко принципах, согласно которым следует:

- обосновывать необходимость и целесообразность осушения водоносных горизонтов и намечать пределы осушения;
- включать в перечень систем дренажа, принимаемых для технико-экономического сопоставления, все возможные рациональные системы;
- выполнять для каждой из рассматриваемых систем дренажа фильтрационный расчет;
- увязывать систему дренажа и водоотвода с требованиями водоснабжения региона, прилежащего к карьеру;
- обеспечивать взаимную увязку горной и дренажной частей проекта дренирования для месторождений со сложными гидрогеологическими условиями.

Основным этапом проектирования дренажных систем являются фильтрационные расчеты, выполняемые с целью:

- определения общего притока вод к карьеру на различные моменты времени;
- обоснования необходимости дренажа, типа и количества дренажных устройств, расположения их в плане и разрезе, режима работы;
- установления положения уровней подземных вод в зоне действия дренажных устройств во времени. Исходными данными для расчета служат: сведения об орогидрографии района; материалы о геологическом и гидрогеологическом строении района; фильтрационные параметры.

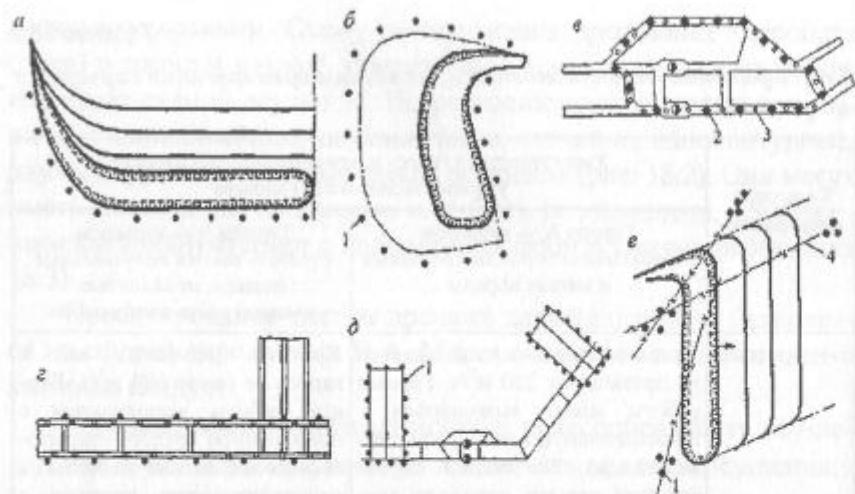


Рис. 18.2. Стабильные схемы осушения:

a — однолинейная схема осушения карьера; *б* — одноконтурная схема осушения карьера; *в* — одноконтурная схема осушения окрестствольного двора; *д* — двухконтурная схема осушения выемочных участков; *е* — кустовая схема осушения карьера; 1 — водопонижающие скважины; 2 — сквозные фильтры; 3 — восстанавливающие скважины или понижающие колодцы; 4 — линии тектонических нарушений

При отсутствии дренажного материала или значительных колебаниях отметок кровли водоупора для дренирования используют горизонтальные скважины, пробуриваемые перпендикулярно или под углом к линии простирации борта. В ряде случаев для осушения нерабочих бортов используют открытые траншеи, барражи, подземные системы осушения, поглощающие и самоизливающие скважины.

Дренаж рабочего борта карьера. Цель мероприятия — обеспечение устойчивости отдельных рабочих уступов, для чего применяют открытый (поверхностный) и глубинный дренаж.

Открытый дренаж целесообразен в следующих случаях: при неглубоко залегающих водоносных горизонтах; опливание не превышает предельно допустимого значения; величина притоков меньше критической; породы имеют низкую проницаемость.

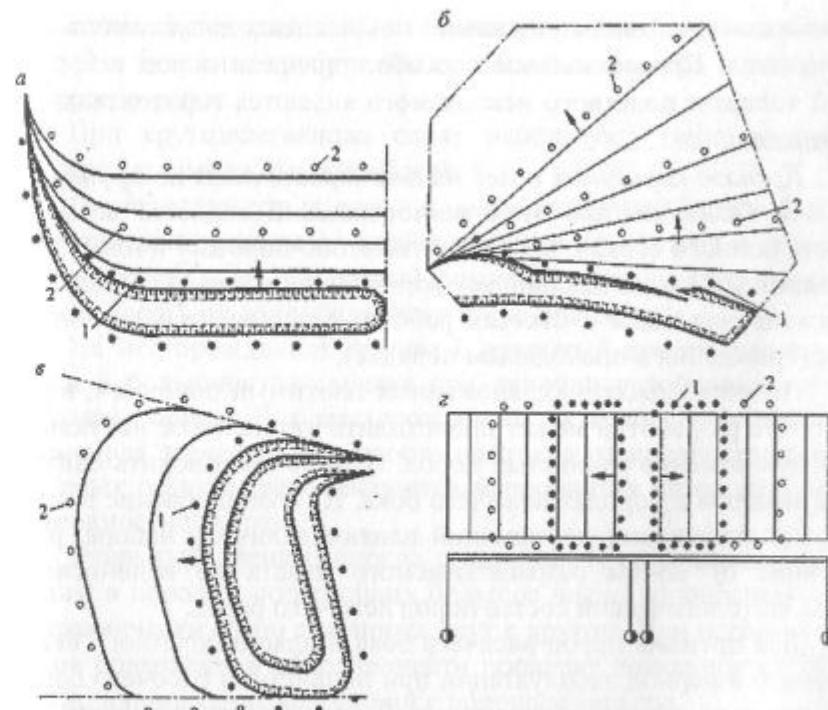


Рис. 18.3. Скользящие схемы осушения:

а — скользящих и параллельных рядов на карьере; *б* — скользящих веерных рядов на карьере; *в* — скользящих контуров на карьере; *г* — скользящих контуров на выемочных участках; 1 — водопонижающие скважины первой очереди; 2 — то же, второй и последующих очередей

Глубинный дренаж следует применять: при больших притоках; возможности возникновения недопустимых деформаций уступов; существенном увеличении влажности полезного ископаемого. Осуществляют дренаж при помощи систем водопонижающих скважин по основным водоносным горизонтам, а также при помощи водосбросных скважин, используемых для приема и откачки атмосферных вод с поверхности откосов.

Рассмотрим основные системы дренажа карьерных полей.

Дренаж карьерных полей на месторождениях подгруппы А-1. В связи с практической неосуществимостью полного дренажа

гравитационной воды устанавливают пределы допустимого высасывания. Перспективным способом дренажа пород вскрышной толщи и полезного ископаемого являются горизонтальные скважины.

Дренаж карьерных полей на месторождениях подгрупп А-2 и А-3. Особенностью этих месторождений является возможность полного стока к дренажам пластово-поровых и пластово-трещинных вод по наклонному водоупору и полного устранения высасывания воды в откосах рабочих уступов (при отработке месторождения в нисходящем порядке).

На месторождениях, сложенных плотными породами, в результате разработки может происходить интенсивное набухание и разуплотнение глинистых пород, если не производить снижения напоров в породах лежачего бока. На возникновение в этом случае оползневых деформаций влияют величина напора, расстояние от почвы разрабатываемого пласта до водоносного слоя, литологический состав пород лежачего борта.

Для дренажа пород висячего бока и пласта полезного ископаемого в период эксплуатации при подвигании рабочего борта по падению пласта заградительный дренаж осуществляют линейной системой водопонижающих скважин. Число скважин, определяемое фильтрационным расчетом, примерно обратно пропорционально углу падения слоев. При малых углах (менее 5°), а также при работе по восстанию пласта полезного ископаемого для полного перехвата потока подземных вод целесообразна подземная система осушения — штрек, пройденный по пласту. Для дополнительного осушения могут использоваться дренажные штреки и горизонтальные скважины, пройденные из карьера.

Снижение напоров водоносных слоев лежачего бока пласта в период эксплуатации обеспечивают средствами глубинного дренажа. При отсутствии водоупорных слоев между породами висячего и лежачего боков может быть использована система водопонижающих скважин или штреков, дренирующая породы висячего бока (совместный дренаж). При отсутствии дренажа пород висячего бока или неприменимости этих систем осущест-

вляют дренаж с применением самоизливающих или водопонижающих скважин, пробуренных с подошвы карьера параллельно фронту работ.

При крутозалегающих слоях используют также систему подземных дренажных выработок.

Дренаж карьерных полей на месторождениях групп Б и В. Особенности дренажа — слабая изменяемость пород в откосах под влиянием воды, различный характер трещиноватости пород, изменчивость их водообильности и проницаемости.

На месторождениях группы Б открытый дренаж целесообразен в большинстве случаев при наличии устойчивых полукальных пород. Для месторождений, на которых отмечается временная зависимость величин притоков от количества атмосферных осадков, рекомендуются мероприятия по организации поверхностного стока.

Открытый дренаж, иногда с локальным глубинным, необходим в породах, содержащих большое число водоносных зон, гидравлически слабо связанных друг с другом. При встрече участков повышенной обводненности проводят локальное глубинное водопонижение колодцами с подошвы карьера.

Обоснованием для применения глубинного дренажа является:

- наличие зон с резко повышенной обводненностью или проницаемостью;
- регистрация высоких напоров в прибрюговой зоне;
- возможность полного осушения вскрыши и полезного ископаемого малым числом водопонижающих скважин, пробуренных в подошву карьера;
- необходимость снижения влажности полезного ископаемого;
- наличие подземных выработок для дренирования и централизации водоотлива.

Выбор систем дренирования на месторождениях группы В производят по аналогии с рассмотренными, применяемыми при однородных водоносных комплексах. Группу представляют месторождения, вскрываемые в большинстве своем глубокими карьерами, что предопределяет специфические особенности

дренажа: создание нескольких дренажных этажей, раздельное осушение верхней и нижней толщи вскрываемых пород, необходимость предварительного глубинного дренирования, более широкое применение открытого дренажа.

18.2. ЗАЩИТА ОСНОВАНИЙ И ПОВЕРХНОСТЕЙ ОТВАЛОВ

В откосах отвалов силовое воздействие жидкой фазы наиболее часто проявляется в виде избыточного порового давления в складируемых грунтах или в их основании. Необходимое по условиям устойчивости понижение избыточного порового давления (ускорение фильтрационной консолидации) требует либо селективной отсыпки грунтов, либо специальных дренажных мероприятий в породах основания.

Обеспечению устойчивости внутренних отвалов песчано-глинистых пород способствует организация водоотвода по подошве карьера и дренажи основания отвалов, а иногда и дренирование отсыпаемых пород.

Рассмотрим основные системы дренажа основания отвалов.

1. При залегании водоносного слоя непосредственно в почве пласта полезного ископаемого или небольшой мощности водонепроницаемого слоя, отделяющего слой от разрабатываемого пласта, осуществляют систематический дренаж в виде системы канав-осушителей и канав-собирателей. Канавы-осушители проводят в выработанном пространстве вдоль фронта отвалов с уклоном к каналам-собирателям или коллектору. Канавы-собиратели располагают перпендикулярно или под углом к каналам-осушителям на наиболее низких участках и обеспечивают сток воды к водохранилищам. При бестранспортной системе дренажные каналы проводят вслед за обычным экскаватором и засыпают дренирующим материалом или укладывают в них трубы.

2. При залегании напорного водоносного горизонта ниже отрабатываемого пласта на 3—4 м и более дренаж осуществляют трубчатыми самоизливающими колодцами или колодцами с

насосами. Располагают их в выработанном пространстве параллельно отвалам. По мере подвигания фронта работ возводят новые, а старые соединяют магистральными канавами и засыпают фильтрующим материалом.

3. При наличии мощного напорного горизонта под основанием отвалов производят снижение его уровня при помощи водопонижающих колодцев и самоизливающих скважин, располагая их в подошве карьера рядами параллельно фронту отвала. По мере продвижения фронта отвала от скважин проводят водотводные трубы, обеспечивающие сток воды.

4. Для дренажа основания отвалов, представленного водоносными твердыми породами, применяют дренажные канавы или водопонижающие скважины.

5. Если в снижении уровней нет необходимости, то ограничиваются организацией водоотвода по подошве карьера. Перед засыпкой канав отвалом их обычно заполняют дренирующим материалом. Для дренажа тела отвала, сложенного однородными песчаными и пылеватыми грунтами или смешанными породами с преобладанием песков, которые отсыпаны на основание из глинистых или водонепроницаемых полускальных пород, в дополнение к средствам дренажа основания целесообразно применение дренажных насыпей, пластового дренажа и водопонижающих скважин. Пластовый дренаж применяют при наличии во вскрыше хорошо фильтрующих пород и возможности их селективной отсыпки. Если пластовый дренаж невозможен и неэкономичен, прибегают к сооружению в подошве карьера дренажных насыпей из гравия или щебня с укладкой в них фильтровых труб. Водопонижающие скважины применяют в качестве аварийного средства дренажа.

Для ускорения консолидации глинистых пород отвалов большой высоты (> 30 м) целесообразно устройство в основании сплошных песчаных подушек мощностью 50—80 см.

Дренаж внешних отвалов связан с организацией стока тальных и атмосферных вод путем планировки поверхности отвала и мелиорации его основания.

Мероприятия по предотвращению деформаций разрабатываются на основе результатов анализа данных наблюдений о на-

чавшихся деформациях. Для предотвращения опасных деформаций внутренних отвалов необходимо обеспечить сокращение сопротивления сдвига пород отвала и его основания.

Основными мероприятиями для этой цели являются [23]:

а) предотвращение дополнительного увлажнения пород во вскрышных уступах. Это достигается путем обеспечения стока по площадкам уступов и земной поверхности грунтовых, дождевых и талых вод к водосборниками и регулярной их откачкой;

б) дренирование основания отвала;

в) планировка поверхности отвалов и обеспечение стока дождевых и талых вод с поверхности отвалов в сторону от откосов отвалов.

Одним из мероприятий, повышающих устойчивость отвалов рыхлых пород на устойчивом основании, является первоочередная отсыпка предотвала, с последующим заполнением пазухи между предотвалом и основным отвалом; при этом предотвал в пониженных участках почвы необходимо прерывать для обеспечения стока дождевых и талых вод. Образование предотвала особенно необходимо в период дождей и таяния снега.

Защита внешних отвалов от подземных и атмосферных вод осуществляется с помощью местных систем осушения, соответствующих конкретным условиям каждого карьера. Эффективность этих систем достигается при соблюдении следующих положений [23]:

а) крутизна откосов и их высота, а также параметры предуступов должны выбираться на основании расчетов, исходя из физико-механических свойств складируемой породы и несущей способности грунтов основания;

б) отсыпку пород в отвалы необходимо производить селективно таким расчетом, чтобы пески складировались в его основании, а глины в средней части; при этом складируемые породы должны быть предварительно осушены и не содержать снега;

в) не допускать складирование отвалов на бровке борта карьера.

В целях предотвращения насыщения отвала водами из водоносных горизонтов, залегающих в его основании, применяют-

ся систематический и пластовый дренажи, которые должны обеспечить прием и отвод этих вод. Систематический горизонтальный, вертикальный и пластовые дренажи широко освещены в работе [143].

Для внешних отвалов к перечисленным мероприятиям добавляется срезка бульдозерами увлажненного заторфованного слоя при небольшой его мощности.

При отгрузке в отвалы пород большой влажности следует применять раздельное отвалообразование. Развитие подошвенных оползней отвалов при наклонном основании, представленном твердыми породами, может быть предотвращено или пристановлено путем взрывания основания с образованием воронок рыхления глубиной 3—4 м.

Если возникновение оползня не было предотвращено, приходится осуществлять мероприятия по его локализации, чаще всего более трудоемкие, чем мероприятия по предотвращению оползней.

Для того, чтобы борьба с возникшими оползнями была эффективной, необходимо установить действительную причину их возникновения, ликвидировать ее, а затем уже осуществлять какие-либо другие меры борьбы. Ниже излагаются наиболее эффективные мероприятия по остановке возникших или зарождающихся оползней [23]:

а) планировка поверхности оползня и обеспечение стока поверхностных вод оказываются эффективными в тех случаях, когда причиной возникновения оползней является наличие скоплений атмосферных осадков на отвалах;

б) отгрузка оползневых масс;

в) устройство контрфорса из твердых пород. Таким способом останавливается движение оползней отвалов в тех случаях, когда основание отвалов представлено твердыми породами. Высота вала должна составлять около 20—25 % высоты оползающих масс;

г) формирование призмы упора.

19. ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАДАЧИ ПО УПРАВЛЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТЬЮ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПРЕДУПРЕЖДЕНИЮ ОПОЛЗНЕЙ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Ведущая роль в борьбе с оползнями должна отводиться разработке эффективных профилактических мероприятий, так как предотвратить оползень значительно легче, безопаснее и дешевле, чем вести с ним борьбу.

Назначение противооползневых мероприятий на карьерах должно осуществляться исходя из причин, вызывающих образование оползня, и условий, способствующих развитию этого явления. Эффективность таких мероприятий может быть достигнута лишь на основе детального изучения горно-геологических и гидрогеологических условий залегания горных пород, их прочности, структурно-тектонических и других особенностей массива. С учетом этих факторов должен производиться выбор основных расчетных показателей физико-механических свойств горных пород в массиве и по поверхностям ослабления, которые являются исходными данными для определения параметров карьерных откосов. Для надежного определения этих параметров немаловажное значение имеет выбор расчетной схемы, соответствующей данным горно-геологическим условиям.

При составлении проекта вскрытия и отработки месторождения открытым способом в нем должны найти отражение мероприятия по предупреждению оползневых явлений на карьере. К числу таких относятся следующие мероприятия.

1. Правильное назначение параметров устойчивых уступов и бортов карьеров, соответствующих прочностным свойствам гор-

ных пород в массиве и горно-геологическим условиям разработки месторождения. Маркшейдерская служба горных предприятий должна обеспечить четкое осуществление проекта, особенно в части выполнения запроектированных параметров карьера (углов откоса уступов и бортов карьеров, размещения внутрикарьерных отвалов и внешних отвалов относительно борта карьера и т.п.).

2. Своевременный и полный дренаж горного массива. Наиболее часто причинами нарушения устойчивости карьерных откосов, сложенных песчано-глинистыми и глинистыми породами, являются обводнение пород массива и снижение их прочностных характеристик. В этих условиях основные меры предупреждения оползней состоят в своевременном и полном дренаже, обеспечении стока поверхностных вод и пригрузке фильтрующих откосов.

Различают предварительное и текущее (эксплуатационное) осушение месторождения. Предварительное осушение выполняется в период строительства карьера и должно значительно опережать горные работы. Текущее осушение производится систематически в течение всего периода разработки месторождения; при этом уровень подземных вод должен поддерживаться ниже подошвы карьера из расчета 1,5—2,0 года его нормальной работы.

При разработке водообильных месторождений применяют глубинный и открытый дренаж. Глубинный дренаж предохраняет откосы от больших оползней, возникающих при пологом и наклонном залегании пород вследствие высоких напоров воды. Он осуществляется водопонижающими скважинами и подземными системами, состоящими из дренажных штреков с фильтрами, колодцами и самоизливающимися скважинами.

Открытый дренаж регулирует сток дождевых, талых, технических и подземных вод, выходящий в виде источников в откосы карьера, как в пределах карьера, так и в прилегающей полосе вокруг него на расстоянии не менее 150—200 м при наличии слабопроницаемых покровных отложений и 300—400 м при их отсутствии. Иногда при вскрытии водообильных месторождений вначале проходит передовой дренажный котлован, а затем по мере понижения депрессионной воронки производят его углубление с одновременной нарезкой рабочего горизонта по

сдренированным породам. Для дренирования слабообводненных водоносных горизонтов в крепких трещиноватых породах применяют траншеи и понижающие колодцы (зумпфы), проходящие с подошвы карьера. Эффективным средством водопонижения являются горизонтальные и наклонные самотечные скважины, пройденные из карьера по водоносным породам.

Для предотвращения фильтрационных деформаций рабочих откосов, сложенных песчано-глинистыми породами, вместо открытого дренажа используют прибортовой, представляющий собой призму из крупнозернистого материала (гравия, щебня), приуроченную к дренажной канаве. Часто основным источником обводнения карьеров являются атмосферные осадки. При этом особое внимание должно уделяться отводу паводковых и ливневых вод за пределы карьера путем устройства нагорных канав и водоотводящих каналов. Для стока вод с площадок уступов им придают уклон не менее 5 %.

3. Специальная технология ведения БВР. Разрушающее действие взрывов на приконтурные уступы является одним из основных факторов, влияющих на устойчивость откосов скальных и полускальных пород.

19.1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УСТОЙЧИВОГО ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА, РАСПОЛОЖЕННОГО НА СЛАБОМ НАКЛОННОМ ОСНОВАНИИ (ШУБАРКОЛЬСКИЙ УГОЛЬНЫЙ РАЗРЕЗ)

Отвальные работы — это неотъемлемая часть, одно из звеньев технологического процесса открытых работ. Они характеризуются значительной трудоемкостью и довольно высокой стоимостью. Правильный выбор местоположения отвалов и их параметров, исключающих оползни и деформирование отвального массива, а также способа отвалообразования имеет, как и другие технологические процессы, большое значение для организации и осуществления ритмичной, высокопроизводительной добычи полезных ископаемых открытым способом.

Отвалообразование, как и горные работы в разрезе, в ряде случаев сопровождается оползневыми явлениями. Поэтому вопрос устойчивости откосов отвалов ставится наряду с устойчивостью откосов разрезов в число важнейших.

В результате многолетних наблюдений за деформациями отвалов установлено, что основными причинами возможных нарушений устойчивости откосов внешних и внутренних отвалов могут быть: несоответствие параметров отдельных ярусов и отвала в целом горно-геологическим и другим условиям или недостаточная разведанность этих условий; неправильное представление о характере явления вследствие недостаточной изученности либо его недооценки; использование неправильной методики расчета параметров откосов; нарушение технологии ведения отвальных работ; ослабление прочности отвальных пород вследствие изменения их физического состояния при увлажнении, разуплотнении, выветривании, нарушении естественного сложения, в связи с развитием в отвальных породах порового давления и явлений ползучести и т.д.; дополнительная пригрузка откосов ярусов отвала либо участков, прилегающих к их бровкам; динамические нагрузки от действия тяжелого горно-транспортного оборудования, наличие в отвальном массиве поверхностей ослабления (слабых контактов в основании отвала, ослабленных зон в теле отвала при раздельном складировании глинистых и более прочных пород вскрыши, а также склонных к самовозгоранию углистых пород); применяемая механизация, профиль многоярусного отвала и его конфигурация в плане, время стояния откосов и т.п.; климатические условия (количество и характер атмосферных осадков, температурный режим) и рельеф основания. Установленные причины образования и условия развития оползней отвальных откосов с учетом особенностей механизма деформирования пород в приоткосной зоне отвала положены в основу при назначении параметров устойчивых откосов отдельных ярусов породных отвалов в целом.

Отсыпка породных отвалов на непригодных для сельскохозяйственного использования территориях, к которым относятся

участки пересохших озер и болот, косогоры различных профилей и т.п., получила широкое распространение в практике горно-добывающей промышленности. Это предъявляет особые требования к обоснованию параметров устойчивых отвалов, расположенных на слабом, зачастую наклонном основании. Неправильный выбор этих параметров может привести к деформациям отвалов либо к задерживанию излишней территории земельного отвода, что приводит к дополнительным затратам.

Создание внутреннего отвала позволяет снизить транспортные затраты и увеличить устойчивость стационарного борта за счет его пригрузки.

Деформации внутренних отвалов представляют наибольшую опасность, так как могут повлечь за собой серьезные нарушения режима горных работ и их безопасности.

При оценке устойчивости внутренних и внешних отвалов Шубаркольского разреза использовались материалы работ [3, 29, 31, 53—57].

С точки зрения обеспечения устойчивости откосов формирование 1-го яруса внутреннего отвала должно осуществляться по возможности достаточно прочными породами вскрыши (аргиллитами, алевролитами, песчаниками и их смесями в различных соотношениях). Основанием яруса повсеместно будут служить углистые аргиллиты почвы пласта, которые при увлажнении служат слабым контактом.

Расчеты выполнены по программе SPOSH10 [31, 57] (см. раздел 11.5) для углов наклона слабого контакта от 0° до 12° при следующих расчетных характеристиках физико-механических свойств пород отвала и основания:

- отвальные породы — $k = 0,0243 \text{ МПа}$, $\rho = 20^\circ$, $\gamma = 2,0 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$, $\alpha = 35^\circ$;
- слабый контакт — $k = 0,02 \text{ МПа}$, $\rho = 17^\circ$, $\gamma = 1,67 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$.

Следует заметить, что данные параметры рассчитаны для слабого контакта — обводненного основания. Зависимость предельной высоты устойчивого яруса от угла наклона слабого контакта в интервале от 0° до 12° показана на рис. 19.1. Резуль-

таты расчетов показывают, что с увеличением угла наклона контакта высота устойчивого яруса снижается от $16,8 \text{ м}$ при $\beta = 0^\circ$ до $15,0 \text{ м}$ при $\beta = 12^\circ$. Следовательно, при углах наклона слабого обводненного основания до 12° высоту устойчивого яруса можно принимать равной 15 м . При сухом основании и при складировании в нижний ярус более прочных пород глубоких горизонтов высота устойчивого яруса может быть увеличена до 20 м .

Для вышележащих ярусов, основанием которых будут служить устоявшиеся породы нижнего яруса, высота устойчивого яруса, слагаемого достаточно прочными породами, должна приниматься с учетом технологических соображений равной $15—20 \text{ м}$; в любом случае при складировании в ярус отвала глинистых пород его высота не должна превышать 15 м .

Мульдообразное залегание пластов Верхнего угольного горизонта Шубаркольского разреза обусловливает переменный угол наклона слабого основания многоярусного отвала. Для определения генерального угла откоса отвала с изменением глубины разреза были выполнены расчеты предельной высоты устойчивого отвала для значения генеральных углов откоса от 18° до 34° . Расчеты выполнялись по программе SPOSH10 для углов наклона основания 0° , 3° , 5° , 7° , 10° (см. раздел 11.5).

Учитывая значительный разрыв во времени между формированием вышележащих ярусов относительно нижележащих, в расчетах принимались следующие прочностные характеристики:

- уплотненных отвальных пород — $k = 0,035 \text{ МПа}$, $\rho = 26^\circ$;
- слабого контакта — $k' = 0,015 \text{ МПа}$, $\rho = 12^\circ$.

Значения параметров предельных откосов внутреннего отвала для различных углов наклона слабого основания приведены в табл. 19.1.

Как показывают данные табл. 19.1, для каждого конкретного генерального угла откоса предельная высота отвала уменьшается с увеличением угла наклона слабого основания. Установленные зависимости предельной высоты отвала от генерального угла откоса для различных углов наклона слабого основания представлены в виде графиков на рис. 19.2.

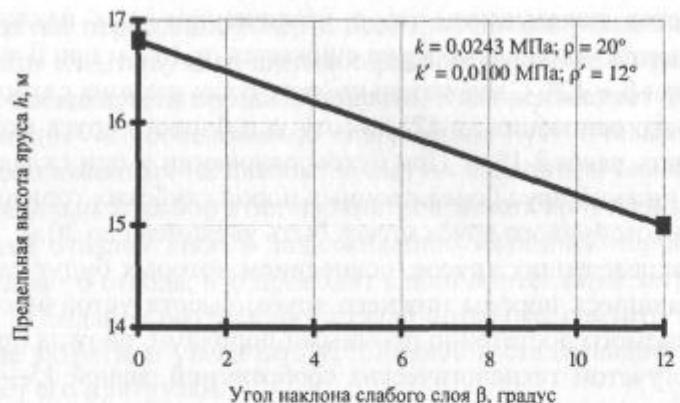


Рис. 19.1. Зависимость предельной высоты устойчивого нижнего яруса от угла наклона слабого обводненного контакта

С помощью приведенных графиков можно решать две задачи:

- определение генерального угла откоса внутреннего отвала для различных высот отвала;
- определение предельной высоты отвала в зависимости от генерального угла откоса для различных значений углов наклона слабого основания.

Таблица 19.1

Параметры предельных откосов внутреннего отвала при различных углах наклона основания

| Генеральный угол откоса α , градус | Пределная высота отвала H , м, при угле наклона слабого основания β , градус | | | | |
|---|--|-------------|-------------|-------------|--------------|
| | $\beta = 0$ | $\beta = 3$ | $\beta = 5$ | $\beta = 7$ | $\beta = 10$ |
| 18 | | >800 | >800 | 334,1 | 145,2 |
| 20 | | 460,8 | 207,9 | 134,3 | 91,4 |
| 22 | 262,0 | 140,3 | 105,9 | 85,2 | 66,6 |
| 24 | 113,7 | 85,3 | 72,2 | 62,6 | 52,6 |
| 26 | 74,9 | 62,3 | 55,6 | 50,2 | 43,8 |
| 28 | 56,9 | 49,8 | 45,7 | 42,1 | 37,7 |
| 30 | 46,5 | 41,9 | 39,1 | 36,6 | 33,3 |
| 32 | 39,8 | 36,5 | 34,5 | 32,5 | 30,0 |
| 34 | 35,0 | 32,5 | 30,9 | 29,4 | 27,3 |

Графическое решение указанных задач выполняется в следующем порядке. Для определения генерального угла внутреннего отвала на геологическом разрезе (поперечно по разведочной линии) в точке, где планируется положение нижней бровки внутреннего отвала, определяется проектная высота отвала; от этой точки в сторону восстания пласта для участка длиной около $2H$ определяется средний угол наклона слабого основания β .

На рис. 19.2 к оси H восстанавливается перпендикуляр до пересечения с линией графика, соответствующей углу падения основания. Промежуточные значения графиков для различных β определяются линейной интерполяцией. Проекция полученной точки на ось α дает значение генерального угла откоса отвала.

Пример 1

Нижняя бровка 1-го яруса формируемого отвала расположена на горизонте + 380 м. Общая высота отвала с учетом надвигания внешнего отвала составит 160 м. По поперечнику по р.л. № 12 определяем угол наклона слабого основания β , он равен $6,5^\circ$. По графикам (рис. 19.2) устанавливаем генеральный угол откоса $\alpha = 19,8^\circ$. Решение этой задачи без учета надвигания внешнего отвала, т.е. при $H = 100$ м и $\beta = 6,0^\circ$ дает значение предельного угла откоса отвала $\alpha = 21,7^\circ$.

Решение обратной задачи может быть использовано при проверке устойчивости внутреннего отвала с заданными параметрами α , H и β . Для этого на оси α восстанавливаем перпендикуляр до пересечения с линией графика, соответствующей углу падения основания. Проекция полученной точки на ось H дает значение предельной высоты отвала, которая должна быть больше или равна фактической или проектной высоте, т.е. $H_{\text{факт}} < H_{\text{пред}}$.

Обоснование ширины междуярусных берм. При формировании устойчивого внутреннего отвала наряду с установлением высоты устойчивого яруса не менее важное значение имеет определение ширины междуярусных предохранительных и транспортных берм.

Мульдообразное залегание угольных пластов Верхнего горизонта обуславливает изменение углов наклона слабого основания и в соответствии с этим параметров предельных откосов внутреннего отвала, поэтому параметры предельных откосов внутреннего отвала изменяются и по площади, и по высоте.

Таблица 19.2

Определение параметров предельного откоса внутреннего отвала между разведочными линиями 10 и 15

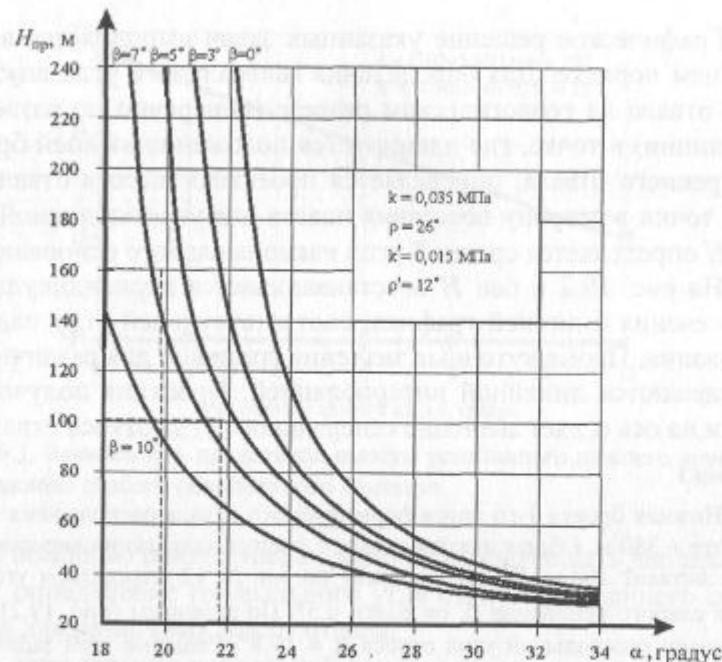


Рис. 19.2. Графики зависимостей предельных параметров откоса отвала для различных значений угла наклона слабого основания

В качестве примера для установления диапазона изменения величин генерального угла наклона внутреннего отвала, а в соответствии с этим значений шириной предохранительных берм отвальных ярусов было произведено графическое определение данных параметров с использованием графиков рис. 19.2, по изложенной выше методике для различных высот внутреннего отвала в интервале между разведочными линиями 10 и 15 (табл. 19.2).

Рассмотрено два случая формирования внутреннего отвала:
1) верхняя бровка внутреннего отвала на уровне земной поверхности (гор. + 468 — 478 м);

2) верхняя бровка внутреннего отвала на гор. + 540 м за счет надвигания на выработанное пространство внешних отвалов.

В столбце 7 (см. табл. 19.2) указаны значения ширины предохранительных берм при высоте ярусов соответственно 15 м (в числителе) и 20 м (в знаменателе).

| № разв. линии | Отметка нижней бровки, м | Отметка верхней бровки, м | Высота отвала H , м | Угол на-клона ос-нования β , градус | Генераль-ный угол наклона α , градус | Ширина предохра-нительной бермы r , м |
|---------------|--------------------------|---------------------------|-----------------------|---|---|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| 10 | +390 | +478 | 88 | 6,0 | 22,4 | 15,0/22,5 |
| | +390 | +540 | 150 | 6,5 | 19,9 | 22,1/28,4 |
| | +330 | +473 | 143 | 2,0 | 22,4 | 16,3/20,9 |
| | +330 | +540 | 210 | 2,0 | 21,5 | 18,5/24,1 |
| 12 | +340 | +468 | 128 | 2,5 | 22,5 | 16,1/21,5 |
| | +340 | +540 | 200 | 2,5 | 21,4 | 17,9/25,9 |
| 13 | +420 | +478 | 58 | 7,5 | 23,5 | 15,5/23,0 |
| | +420 | +540 | 120 | 8 | 19,8 | 22,9/32,0 |
| | +350 | +470 | 120 | 1,5 | 23,4 | 15,2/21,2 |
| | +350 | +540 | 190 | 1,5 | 22,0 | 16,8/22,3 |
| 14 | +360 | +470 | 110 | 1,5 | 23,5 | 13,9/19,3 |
| | +360 | +540 | 180 | 2,0 | 21,9 | 17,9/24,6 |
| 15 | +360 | +475 | 115 | 1,2 | 23,5 | 15,1/21,2 |
| | +360 | +540 | 180 | 1,5 | 22,2 | 16,9/23,3 |
| | +310 | +540 | 230 | 0 | 22,2 | 16,1/22,0 |

Подобным образом с помощью графиков рис. 19.2 может быть произведено определение параметров предельных откосов внутреннего отвала и на других участках месторождения. Пример построения профиля многоярусного внутреннего отвала представлен на рис. 19.3.

Как следует из табл. 19.2, при формировании внутреннего отвала в районе выходов угольного пласта при наклоне слабого основания $6,5^\circ$ следует принимать величину ширины междуярусных предохранительных берм не менее 25 м при высоте яруса $h_{\text{яр}} = 15$ м и не менее 35 м при высоте яруса $h_{\text{яр}} = 20$ м.

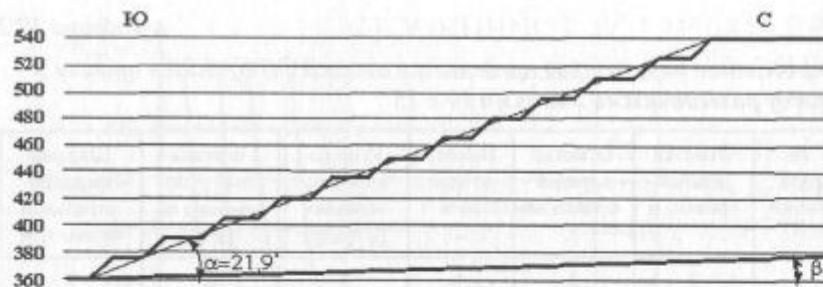


Рис. 19.3. Профиль многоярусного отвала по разведочной линии № 14

На участках складирования пород с углом наклона слабого основания менее $6,5^\circ$ ширина предохранительных берм должна быть не менее 20 м при высоте яруса $h_{\text{яр}} = 15$ м и не менее 30 м при высоте яруса $h_{\text{яр}} = 20$ м.

После построения профиля устойчивого внутреннего отвала необходимо проверить его устойчивость по графикам рис. 19.2.

Следует отметить, что приведенные размеры предохранительных берм многоярусного отвала являются минимально допустимыми и при принятой высоте яруса 15 или 20 м характеризуют профиль устойчивого многоярусного отвала в конечный момент его формирования. В процессе формирования отвала общий угол рабочего борта многоярусного отвала должен быть значительно меньше предельного, а следовательно, и размеры предохранительных берм (площадок между ярусами) должны быть существенно большими и назначаться из технологических соображений.

Для применяемых на разрезе при транспортировании вскрышных пород в отвал типов автосамосвалов БелАЗ-75405, -7523 и -75191 ширина транспортных берм должна быть не менее 34 м с учетом проезжей части, обочин, водоотводной канавки, ориентирующего вала и камнеулавливающего вала у нижней бровки вышележащего яруса; на участках поворота дороги ширина транспортной бермы за счет устройства удерживающего вала должна быть увеличена как минимум до 40 м.

19.2. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ ЯРУСОВ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА ОТ ДЕЙСТВИЯ ГОРНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Анализ фактических случаев нарушения устойчивости отвалов свидетельствует о том, что внешние нагрузки от горнотранспортного оборудования могут явиться причиной оползней отвалов, особенно глинистых пород. Это влияние возрастает с увеличением веса оборудования. При этом расположение поверхностей разрушения в теле отвала будет зависеть от местоположения нагрузки относительно верхней бровки откоса, ширины нагруженного участка и угла откоса.

На внутреннем отвале Шубаркольского разреза в качестве внешней нагрузки, которая может оказать влияние на устойчивость ярусов отвала, служит вес автосамосвалов БелАЗ различной грузоподъемности и думпкаров ВС-136. Оценка безопасности работы транспортного оборудования в момент их разгрузки сводится к определению ширины площадки безопасности r , т.е. расстояния от верхней бровки откоса яруса до ближайшего края опоры автосамосвала (или полотна железнодорожного пути) при заданном коэффициенте запаса устойчивости.

Оценка устойчивости нагруженных отвальных ярусов высотой 15 и 20 м, сложенных аргиллитами и глинистыми породами, от действия веса автосамосвалов БелАЗ-75405, -7523 и -75191, а также думпкаров ВС-136 выполнялась с использованием программы SPSP53 (см. раздел 13.4). Значения расчетных показателей физико-механических свойств отсыпаемых пород принимались следующими:

- свежеотсыпанные аргиллиты: $k = 0,0243 \text{ МПа}$, $\rho = 20^\circ$, $\gamma = 2,0 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$;
- глинистые породы: $k = 0,02 \text{ МПа}$, $\rho = 17^\circ$, $\gamma = 1,67 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$.

Таблица 19.3

Результаты расчета устойчивости нагруженных откосов отвалов

| Тип пород | Высота яруса <i>h</i> , м | Вид нагрузки | Коэффициент запаса | Расстояние до напряженной поверхности <i>r</i> , м |
|------------------|------------------------------|----------------|--------------------|--|
| Глинистые породы | 15,0 | Думпкар ВС-136 | 1,156 | 9,0 |
| Глинистые породы | 15,0 | БелАЗ-75191 | 1,118 | 10,5 |
| Аргиллиты | 20,0 | БелАЗ-75191 | 1,130 | 12,0 |

Результаты расчетов устойчивости нагруженных ярусов отвалов приведены в табл. 19.3.

19.3. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА ПРИ БЕСТРАНСПОРТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭКСКАВАТОРА ЭШ-10/70

Известно, что ярусы отвалов, формируемые по бестранспортной технологии, с точки зрения устойчивости могут быть выше, чем ярусы аналогичных автомобильных и железнодорожных отвалов.

Во-первых, на бестранспортных отвалах отсутствует нагрузка на верхнюю бровку от действия горно-транспортного оборудования.

Во-вторых, геометрия призмы обрушения показывает, что в распределении сил в отвале треугольной формы по сравнению с отвалом трапециевидной формы больше удерживающих сил. Поэтому достижение предельного состояния в отвале треугольной формы происходит при большей высоте.

В-третьих, при отсыпке отвала породы из ковша драглайна падают с большей высоты, чем из кузова самосвала, уплотняя при этом ядро отвала. Уплотненный массив имеет несколько большие прочностные свойства.

Анализ выполненных расчетов показывает, что для различных высот ярусов, типов отсыпаемых пород (аргиллиты и глины), типов автосамосвалов и думпкаров устойчивость нагруженных откосов ярусов обеспечивается, так как $r < 2$ м. В соответствии с требованиями правил безопасности, в районе верхней бровки яруса отсыпается предохранительный вал, ширина которого по основанию при высоте вала 1,0 м составляет около 3,0 м. Следовательно, расположение автосамосвала в непосредственной близости от верхней бровки отсыпаемого яруса (за пределами предохранительного вала) является допустимым, т.е. практически разгрузка автосамосвалов может осуществляться под откос. Исключение составляют ярусы отвала высотой 20 м, слагаемые увлажненными глинистыми породами. В этом случае даже незначительное увлажнение глинистых пород, снижающее угол внутреннего трения на 2° , при дополнительной пригрузке отвала весом груженого автосамосвала может вызвать нарушение устойчивости отвального откоса. Поэтому высота отвальных ярусов, в которые складируются глинистые породы, не должна превышать 15 м.

Результаты расчета устойчивости 15-метрового яруса глинистого отвала под действием нагрузки от думпкаров ВС-136 приведены в табл. 19.3. Наиболее опасная поверхность скольжения формируется на отстоянии 9 м от верхней бровки. Коэффициент запаса устойчивости больше 1, следовательно, при данных параметрах откос устойчив.

При отвалообразовании с использованием автотранспорта наибольшую нагрузку на откосы оказывают самосвалы БелАЗ-75191. В результате выполненных расчетов устойчивости 15-метрового яруса глинистого отвала под действием нагрузки от БелАЗ-75191 установлено, что разгрузка автосамосвала может осуществляться под откос. Наиболее напряженная поверхность расположена на расстоянии 10,5 м от верхней бровки.

Расчет устойчивости 20-метрового яруса отвала из аргиллитов под действием нагрузки от БелАЗ-75191 показал, что откос устойчив при заданной нагрузке. Наиболее напряженная поверхность расположена на расстоянии 12 м от верхней бровки.

Анализ горно-технических условий показывает, что созданный экскаватором ЭШ-10/70 бестранспортный отвал вскрыши упирается в нижней части в откос угольного уступа. Это компенсирует влияние наклонного основания отвала, поэтому для заданных условий слабое наклонное основание можно не учитывать.

На основании вышесказанного по программе PREDH (см. раздел 10.2) произведена оценка устойчивости отвала, формируемого по бестранспортной технологии. Результаты расчета показали, что без учета влияния слабого наклонного основания предельная высота конусообразного отвала для аргиллитов может достигать 28 м.

При отсутствии упора в основании отвала поверхность скольжения в нижней части проходит по ослабленному контакту, в связи с чем снижаются расчетные средневзвешенные характеристики прочности пород по поверхности скольжения.

Расчеты показывают, что высота конусообразного отвала в этом случае не должна превышать 25 м.

С точки зрения обеспечения устойчивости отвала бестранспортной вскрыши, необходимо, чтобы соблюдался обратный порядок отработки нижней части угольного пласта в районе отвала.

При выемке угля из последнего забоя, служащего упором для внутреннего отвала, в силу обладания отвальных пород свойствами сцепления, откос отвала будет обрушаться, образуя вертикальную стенку, которая будет удерживать породы в верхней части отвала. В результате чего образуется циркообразная форма откоса и снижаются объемы переэкскавации. Экскаватор с удлиненной стрелой (ЭКГ-4У, ЭКГ-5У), вынимая уголь, формирует за собой из вскрышных пород переэкскавации призму упора для отвала.

Таким образом, отвал бестранспортной вскрыши, с измененной геометрией, сам становится упорной призмой для надвигающегося внутреннего отвала в целом.

19.4. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВНЕШНИХ ОТВАЛОВ НА ШУБАРКОЛЬСКОМ РАЗРЕЗЕ

На Шубаркольском разрезе принята транспортная система разработки. Вскрышные породы вывозятся на внешние прибрежные отвалы автомобильным и железнодорожным транспортом. С достижением горными работами горизонта 430 м часть вскрышных пород вывозится во внутренние отвалы автотранспортом. Внешние отвалы занимают площадь, равную 3,4 млн м², в том числе: автомобильные — 1,69 млн м² и железнодорожные — 1,71 млн м². Железнодорожные отвалы размещаются на прибрежной площади между выездными траншеями и развиваются в сторону выработанного пространства, со временем занимая его. Создание внутреннего автомобильного отвала позволяет снизить транспортные затраты и предупредить сползание стационарного борта за счет пригрузки его внешними отвалами.

Формирование внутреннего отвала, как сказано выше, начинается, когда угол падения почвы угольного горизонта будет меньше 12°. Постепенно весь автотранспорт переходит на отвaloобразование только в выработанном пространстве.

Устойчивость отвалов достигается соблюдением параметров отвaloобразования, соответствующих физико-механическим свойствам отсыпаемых пород и грунтов оснований, инженерно-геологическим условиям площадки и технологии отвaloобразования. Формирование отвалов Шубаркольского разреза осуществляется в довольно благоприятных инженерно-геологических условиях. Тем не менее периодические случаи деформаций откосов отвала вызывают необходимость их тщательного изучения, в результате чего могут быть уточнены значения физико-механических характеристик пород, слагающих отвалы. Одним из таких нарушений был оползень на северном борту 2-го яруса Восточного отвала (рис. 19.4). В районе оползня отсыпаемые породы представлены преимущественно аргиллитами в смеси с глинами верхних горизонтов. Кусковатость отсыпаемых пород по высоте отвала крайне неравномерная: от нескольких

миллиметров до 10—15 см в верхней зоне и до 1 м в нижней зоне откоса. Указанные породы нарушенной структуры отличаются малой стойкостью против выветривания. Коэффициент разрыхления пород принимался равным в среднем 1,2. Основанием 2-го яруса отвала являются уплотненные породы нижележащего яруса аналогичного состава.

На участке оползня (см. рис. 19.4) высота отвала достигала $H = 24,0\div24,5$ м при угле естественного откоса $\alpha = 35^\circ$. В начальный период развития оползня на верхней площадке отвала в зоне разгрузки возникла серия трещин уплотнения параллельно верхней бровке отвала. В дальнейшем происходило раскрытие этих трещин с постепенной осадкой приоткосной части отвала вплоть до обрушения откоса. В результате деформирования отвала на отстоянии 9—10 м от бровки отвала образовалась вертикальная стенка отрыва высотой до 3 м.

Смещение пород в нижней части отвала относительно первоначального положения распространялось до 17 м, что повлекло за собой выполаживание откоса до $20\div22^\circ$ с изменением его конфигурации; длина деформируемого участка откоса составила около 100 м.

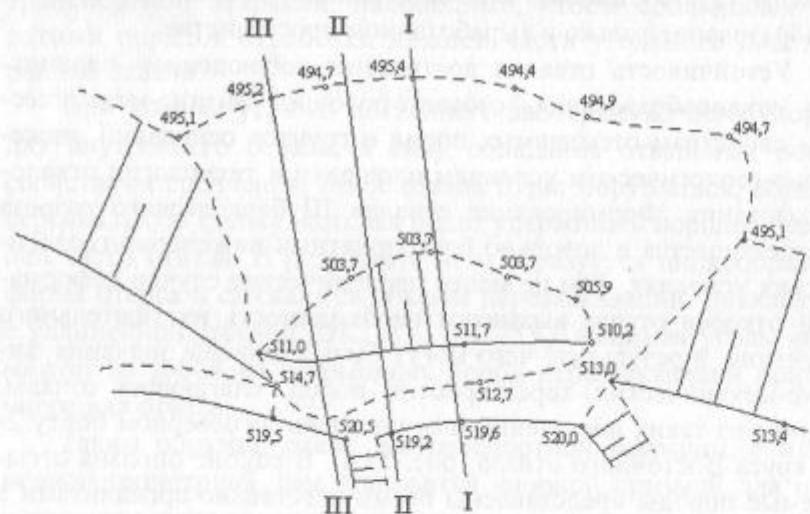


Рис. 19.4. План оползня второго яруса северного борта Восточного отвала (1:1000)

Следует отметить, что условия развития оползней откосов бульдозерных отвалов имеют некоторые особенности, связанные с технологией отвалообразования. Формирование таких отвалов путем разгрузки автосамосвалов под откос или сталкивания пород бульдозером отличается малой скоростью подачи породы в отвал. Под действием движущихся горно-транспортных механизмов (автосамосвалов, бульдозеров) происходит уплотнение лишь поверхностных слоев пород.

В процессе отсыпки пород под откос в результате естественной гравитационной сортировки в нижней части яруса формируется слой, состоящий из крупных (до 1 м) кусков породы. С течением времени под действием давления вышележащих слоев наиболее слабые породы разрушаются и заполняют макропоры, приводя к уплотнению отвальных пород и их осадкам. Поскольку уплотнение и осадка пород развивающегося отвала протекает неравномерно по площади отвала, это приводит к образованию на верхней площадке серии скрытых и зияющих трещин. Атмосферные воды, просачиваясь по трещинам в глубь отвального массива, существенно снижают прочность пород, что может привести к деформациям откоса. В результате под действием вышележащих пород происходит выдавливание пород нижнего слоя в сторону откоса с полным нарушением устойчивости отвала. Подобная картина возникает также при вывозе в отвалы смешанных со снегом пород.

Характерным для рассматриваемых оползней является отсутствие выпора в основании отвала, что свидетельствует о достаточной несущей способности пород основания. Следовательно, в этих условиях параметры устойчивого отвала определяются физико-механическими свойствами отсыпаемых пород, возможными их изменениями под воздействием природных агентов (воздуха, ветра, солнца, атмосферных осадков, температурных колебаний и т.п.), формой откоса в плане, углом наклона основания, а также режимом отсыпки отвала.

Таким образом, напрашивается вывод, что параметры отвальных откосов не соответствуют действительным прочностным характеристикам отвального массива. При расчете пара-

метров предельных откосов, представленных смесью коренных пород и отсыпаемых на четвертичные отложения, были использованы следующие исходные данные, которые были рекомендованы институтом УкрНИИпроект по результатам лабораторных испытаний:

- породы отвала: $\rho = 34^\circ$; $k = 0,045 \text{ МПа}$; $\gamma = 2,21 \text{ т/м}^3$;
- контакт в глинах основания: $\rho = 10^\circ$; $k = 0,010 \text{ МПа}$.

При $n = 1,2$ для пород отвала расчетные параметры будут равны:

$$\rho_p = 28^\circ;$$

$$k_p = 0,037 \text{ МПа}; \text{ угол откоса отвала } \alpha = 35^\circ.$$

По данным УкрНИИпроект по условию устойчивости предельная высота отвала рекомендована $H = 37 \text{ м}$. Однако даже беглый анализ показывает, что полученные значения прочностных характеристик явно завышены. Например, выполненные по приведенным данным расчеты говорят о том, что предельная высота отвала равна $H_{\text{пред}} = 121 \text{ м}$. Конечно, формирование одноярусного отвала высотой $H = 121 \text{ м}$ при $\alpha = 35^\circ$ нереально. Этому можно дать простое объяснение. Приведенные прочностные характеристики получены по данным лабораторных испытаний на приборах с малой площадью сдвига. Как показывают многочисленные исследования (см. разделы 5, 6), прочностные характеристики отвальных пород, полученные в лабораторных условиях, всегда завышены: для сцепления в 2—5 раз, угла внутреннего трения — до 1,5 раза. Наиболее надежные данные могут дать специальные натурные испытания или результаты обратных расчетов оползней отвальных откосов.

С целью определения показателей прочности пород на сдвиг в момент нарушения предельного равновесия откоса были выполнены обратные расчеты оползня Восточного отвала по трем разрезам (см. рис. 19.4).

Обратные расчеты оползней и обрушений карьерных откосов дают возможность достаточно надежно установить значения прочностных характеристик горных пород (угла внутреннего трения ρ и сцепления k) по фактическим поверхностям скольжения с учетом природных факторов, определяющих развитие оползневых процессов.

Расчет показателей прочностных свойств пород (ρ и k) массива на участке оползня выполнялся по усовершенствованной методике обратных расчетов с использованием программы SS01 для ЭВМ. Обобщенные результаты расчетов приведены в табл. 9.3 (раздел 9).

Средневзвешенные характеристики по всем разрезам исходя из результатов расчетов следующие: $k = 0,0267 \text{ МПа}$; $\rho = 17^\circ$.

Определенные прочностные характеристики существенно отличаются от характеристик, полученных институтом УкрНИИпроект, из лабораторных испытаний. Поэтому за окончательные результаты принимаем данные, полученные из метода обратных расчетов оползней. В [8, 9] рекомендуется вводить в расчетные характеристики коэффициент запаса $n = 1,2$. В рассматриваемом случае в связи с высокой достоверностью получения значений k и ρ на основе обратных расчетов, учитывающих совокупное влияние всех природных и технологических факторов в конкретных условиях формирования отвала, рекомендуемая величина коэффициента запаса представляется увеличенной и, в принципе, могла бы быть принята равной $n = 1,00—1,019$. Однако в рассматриваемых условиях для исключения случайных неблагоприятных явлений (таких, как избыточное увлажнение отвальных пород и грунтов основания в результате обильных атмосферных осадков, резкие перепады высот земной поверхности локальных участков территории, отвалообразования и т.п.) и повышения надежности определения параметров устойчивого отвала в показатели сопротивления пород сдвигу введен коэффициент запаса $n = 1,1$ т.е. расчетные показатели равны:

$$k_p = 0,0243 \text{ МПа}; \rho_p = 119,6^\circ; \gamma = 2,0 \text{ т/м}^3; \alpha = 35^\circ.$$

Достоверность определения параметров устойчивых уступов и бортов карьеров и оценки степени устойчивости горных пород в откосах связана с выбором надежного метода расчета, соответствующего горно-геологическим и горно-техническим условиям разработки месторождений.

Таблица 19.4

Параметры предельного отвала

| | | | | | |
|-----------------------------------|------|------|------|------|----|
| Предельная высота H , м | 60 | 50 | 40 | 30 | 20 |
| Предельный угол α , градус | 21,6 | 22,6 | 24,4 | 27,5 | 35 |

При выполнении расчетов использовалась методика проф. П.С. Шпакова, которая одним из составных элементов включает пакет прикладных программ для решения комплекса задач устойчивости свободных и нагруженных откосов, а также многослойных откосов для различных горно-геологических условий, правомерность использования которых подтверждено практикой [3, 31, 57]. Для определения параметров предельного откоса одноярусного и многоярусного отвала использовались программы PREDALP и SPSP01 (см. раздел 10). Окончательные результаты расчетов приведены в табл. 19.4.

Таким образом, максимальная высота яруса отвала, рассчитанная по прочностным характеристикам, полученным из метода обратных расчетов оползней, составит $H_{\text{пред}} = 20,0$ м.

По параметрам предельного откоса был построен контур выпуклого профиля отвала высотой 60 м (проектная высота). В этот контур был вписан трехъярусный отвал, высота ярусов равнялась 20 м. Берма безопасности между первым и вторым ярусом составила 30 м, а между вторым и третьим ярусами — 36 м (рис. 19.5). После построения контура трехъярусного отвала была осуществлена проверка его устойчивости по программе TKZY72 (см. раздел 10.10).

Результаты расчетов показали, что все поверхности скольжения, как для всего отвала, так и для отдельных сочетаний ярусов, находятся с некоторым запасом. Учитывая то обстоятельство, что в прочностные характеристики отвальных пород введен коэффициент запаса, уменьшаем ширину площадок между ярусами до 25 м, после чего повторяем расчеты устойчивости отвала. Результаты расчетов (табл. 19.5) показывают, что второй вариант трехъярусного отвала будет также устойчивым. Уменьшение ширины площадок между ярусами увеличивает вместимость отвала при неизменной площади земельного отвода.

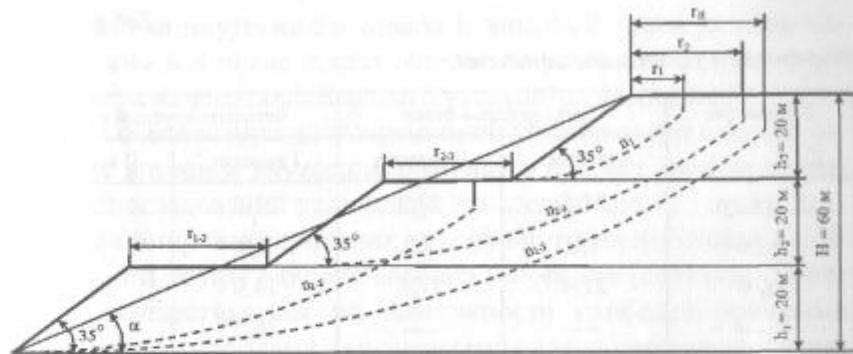


Рис. 19.5. Проектный контур трехъярусного отвала

Выполненные поверочные расчеты показывают, что в процессе формирования отвала путем последовательной отсыпки ярусов его устойчивость будет обеспечиваться. Исходя из реального состояния Восточного отвала, отсыпка его в три яруса высотой по $H = 20$ м каждый возможна только в северной части отвала, транспортирование пород в которую производится железнодорожным транспортом. На действующем участке отвалообразования с автомобильным транспортом отсыпаны три яруса со средней высотой 15 м. Поэтому аналогично предыдущему были выполнены расчеты двух вариантов четырехъярусного отвала высотой 60 м, позволившие определить параметры отвала, обеспечивающие его максимальную вместимость с одновременным обеспечением его устойчивости. Параметры отвала приведены на рис. 19.6 и сведены в табл. 19.5.

По рекомендуемым параметрам АО «Карагандагипрошахт» составлен технический проект, внедренный на производстве.

Основные рекомендации по назначению параметров внутреннего и внешнего отвалов и мероприятия по обеспечению устойчивости откосов разработаны в 1994—1995 гг. сотрудниками кафедры маркшейдерского дела и геодезии КарГТУ под руководством проф. П.С. Шпакова [59].

Внутренний отвал Шубаркольского разреза формируется в районе разведочных линий 12—14. Развитие отвала фланговое, начиная с восточного крыла разреза.

Таблица 19.5

Параметры устойчивых отвалов

| Параметры | Трехъярусный отвал | | Четырехъярусный отвал | |
|--------------------|--------------------|------------|-----------------------|------------|
| | I вариант | II вариант | I вариант | II вариант |
| α , градус | 21,6 | 23,9 | 21,6 | 23,1 |
| r_1 , м | 7,0 | 7,0 | 5,9 | 5,9 |
| r_2 , м | 21,4 | 17,6 | 14,9 | 14,8 |
| r_2' , м | — | — | 16,5 | 13,1 |
| r_3 , м | — | — | 19,8 | 19,7 |
| $r_{\text{Н}}$, м | 27,6 | 23,3 | 23,9 | 22,9 |
| r_{1-2} , м | 30,0 | 25,0 | 25,0 | 15,0 |
| r_{2-3} , м | 36,0 | 25,0 | 20,4 | 20,0 |
| r_{3-4} , м | — | — | 20,7 | 20,0 |
| n_1 | 1,00 | 1,00 | 1,15 | 1,15 |
| n_{1-2} | 1,13 | 1,06 | 1,27 | 1,08 |
| n_{1-3} | 1,13 | 1,01 | 1,15 | 1,06 |
| n_{1-4} | — | — | 1,08 | 1,02 |
| n_{2-3} | 1,21 | 1,06 | 1,18 | 1,18 |
| n_{2-4} | — | — | 1,11 | 1,10 |
| n_{3-4} | — | — | 1,18 | 1,18 |

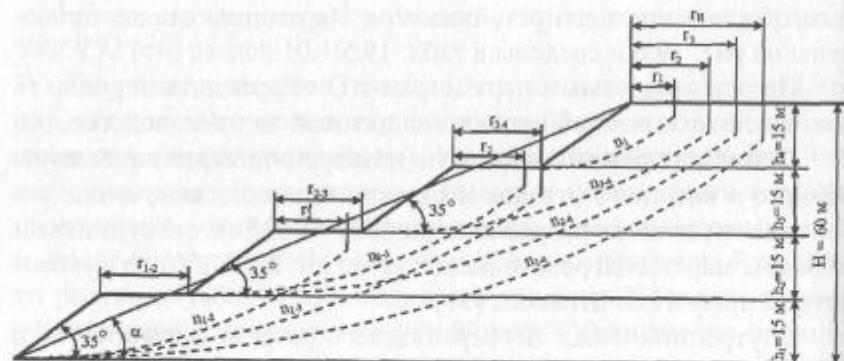


Рис. 19.6. Проектный контур четырехъярусного отвала

Отсыпка внутреннего отвала в западной части разреза может начинаться после достаточного для размещения ярусов обнажения лежачего бока Верхнего угольного горизонта.

Для обеспечения долговременной устойчивости откосов отдельных ярусов и внутреннего отвала в целом с учетом проведенных исследований рекомендуется следующее.

1) Формирование нижних ярусов внутреннего отвала должно начинаться при наклоне слабого основания (контакта) менее 12° и осуществляться по возможности наиболее прочными вскрышными породами (аргиллитами, алевролитами, песчаниками) глубоких горизонтов разреза. Складирование в нижние ярусы глинистых пород верхних горизонтов (зоны выветривания), а также склонных к самовозгоранию углистых аргиллитов надугольной пачки с точки зрения устойчивости бортов карьера не рекомендуется.

2) Высота 1-го яруса, кроме яруса, формируемого по бестранспортной технологии, при углах наклона слабого основания от 12° до 4° должна приниматься равной 15 м; при меньших углах наклона основания или при невлажном основании, либо при складировании в нижний ярус наиболее прочных пород глубоких горизонтов высота яруса может быть увеличена до 20 м.

3) Для вышележащих ярусов, основанием которых будут служить устоявшиеся породы нижних ярусов, высота устойчивого яруса должна приниматься с учетом технологических соображений равной 15—20 м. Высота ярусов глинистых отвалов при автомобильном и железнодорожном транспорте не должна превышать 15 м.

4) Высота яруса отвала, отсыпаемого из пород нижних горизонтов экскаватором ЭШ-10/70 по бестранспортной технологии, не должна превышать 25 м.

5) При выемке угля из забоя угольного уступа, служащего упором для внутреннего отвала, отсыпанного по бестранспортной технологии, экскаватор с удлиненной стрелой (ЭКГ-4У, ЭКГ-5У) формирует за собой из вскрышных пород перед экскавацией призму упора для отвала бестранспортной вскрыши. Отвал бестранспортной вскрыши с измененной геометри-

ей, сам становится упорной призмой для надвигающегося внутреннего отвала в целом.

6) Зная изменяющиеся горно-геологические условия по глубине и площади разреза, построение рабочего борта внутреннего многоярусного отвала по стадиям его формирования должно производиться с учетом технологических соображений с последующей обязательной проверкой на устойчивость по графикам (см. рис. 19.2) по ряду разведочных линий, исходя из высоты отвала и угла наклона слабого основания. При этом ширину междуярусных предохранительных берм следует принимать:

- для участков с углом наклона слабого основания $\beta \geq 6,5^\circ$
при $h_{яр} = 15$ м — не менее 25 м;
при $h_{яр} = 20$ м — не менее 35 м;
- для участков с углом наклона слабого основания $\beta < 6,5^\circ$
при $h_{яр} = 15$ м — не менее 20 м;
при $h_{яр} = 20$ м — не менее 30 м.

Следует учитывать, что указанные размеры предохранительных берм являются минимально допустимыми для конечной стадии формирования отвала. В процессе отсыпки ярусов отвала общий угол рабочего борта многоярусного отвала должен быть значительно меньше предельного, а размеры предохранительных берм существенно большими.

7) При формировании торцевых частей внутреннего отвала в районе выездной траншеи определение генерального угла наклона и параметров междуярусных берм следует производить, принимая угол наклона слабого основания $\beta = 0^\circ$; на закруглениях внутреннего отвала угол наклона слабого основания β принимать с учетом разворота угла падения откоса внутреннего отвала относительно падения слабого основания.

8) С учетом применяемых на разрезе типов автосамосвалов ширина транспортных берм должна приниматься:

- на прямолинейных участках дороги — не менее 34 м;
- на поворотах дороги — не менее 40 м.

9) По условию сохранения устойчивости откосов разгрузка автосамосвалов на верхних площадках ярусов непосредственно под откос при наличии предохранительного вала является до-

пустимой для всех типов отсыпаемых пород, кроме переувлажненных глин.

10) Инженерная подготовка основания в виде зачистки подошвы от слабых углистых аргиллитов либо рыхление пород в основании отвала является нецелесообразной, т.к. при больших дополнительных затратах не даст ощутимого эффекта.

11) Для обеспечения более полного рассеивания порового давления в основании отвального яруса ширину заходки следует принимать максимально возможной, исходя из подвигания добычных работ и положения границ обнажения лежачего бока пласта.

12) В период обильных атмосферных осадков при формировании нижних ярусов на переувлажненное основание с углами падения до 2° с целью снижения избыточного порового давления в зоне слабого контакта рекомендуется устройство по основанию дренажных насыпей высотой 1,2 м из крепких хорошо фильтрующих пород нижних вскрышных горизонтов, располагая их через 15—20 м параллельно фронту развития яруса, длина насыпей должна быть на 5—10 м больше ширины заходки.

13) При складировании в отвальные ярусы пород с различных вскрышных уступов, обладающих резко различными характеристиками сопротивления сдвигу, не допускать отсыпку слабых глинистых пород слоями по поверхности откоса, создающими косослоистое строение отвала. Для повышения устойчивости отвальных ярусов следует стремиться к максимальному усреднению состава отсыпаемых пород. Слабые глинистые породы складировать на верхних ярусах отвала площадным способом либо вывозить во внешние отвалы.

14) Для недопущения инфильтрации в тело отвала скапливающихся на верхних площадках ярусов атмосферных вод следует организовывать их сток в сторону водосборных каналов.

В соответствии с программой обеспечения устойчивости и обоснования оптимальных параметров внешних отвалов Шубаркольского разреза решены следующие вопросы:

1) Установлено, что прочностные характеристики отвальных пород, определенные институтом УкрНИИпроект по данным лабораторных испытаний, являются завышенными.

2) На основе обратных расчетов оползней по специально разработанным программам определены средние показатели прочностных свойств отвальных пород ($k_{cp} = 0,0267$ МПа, $\rho_{cp} = 17^\circ$). После введения коэффициента запаса $n = 1,1$ получены расчетные показатели физико-механических характеристик ($k_p = 0,0243$ МПа, $\rho_p = 15,6^\circ$).

3) Выполнены расчеты параметров устойчивого откоса трех- и четырехъярусного отвала высотой 60 м.

Параметры трехъярусного отвала:

$$\alpha_{ot} = 23,9^\circ, \alpha_{ap} = 35^\circ, h_{ap} = 20 \text{ м}, r_{1-2} = r_{2-3} = 25 \text{ м}.$$

Параметры четырехъярусного отвала:

$$\alpha_{ot} = 23,1^\circ, \alpha_{ap} = 35^\circ, h_{ap} = 15 \text{ м}, r_{1-2} = 15 \text{ м}, \\ r_{2-3} = r_{3-4} = 20 \text{ м}.$$

4) Выполнены расчеты, доказывающие, что при существующих параметрах отвала и борта карьера минимальное отстояние отвала от борта определяется только технологическими факторами, система отвал—борт карьера устойчива. Минимально допустимое отстояние по фактору безопасности должно быть не менее 30 м.

19.5. АНАЛИЗ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ И ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ НА РАЗРЕЗЕ «ШУБАРКОЛЬСКИЙ»

Современные тенденции развития горных работ на разрезах направлены на уменьшение в пределах допустимых норм объемов вскрышных работ и обеспечение минимальных затрат на транспортирование горной массы.

Выполнение данных требований приводит к концентрации и интенсификации горных работ на отдельных участках разреза, что зачастую осложняет геомеханическое состояние прибрежных и отвальных массивов. Обеспечение геомеханического контроля за состоянием их устойчивости является важнейшим ус-

ловием для стабильной работы предприятия, так как своевременно не обнаруженные деформации могут существенно нарушить технологический процесс и соответственно нанести материальный урон предприятию. Для эффективной и безопасной эксплуатации месторождений в сложной горно-геологической обстановке на ведущих предприятиях созданы геомеханические службы, в которых маркшейдеры и технологии совместно с научными работниками проводят работу по трем наиболее важным направлениям:

инструментальные наблюдения за состоянием прибрежного массива, выявление оползнеопасных участков и установление механизма деформирования прибрежных и отвальных массивов;

изучение и обоснование расчетных показателей физико-механических свойств горных пород прибрежных и отвальных массивов;

оценка состояния прибрежных и отвальных массивов и обоснование параметров устойчивых откосов.

Анализ геомеханической обстановки на разрезе «Шубаркольский» показывает, что наиболее сложные условия сложились при ведении горных работ на западном участке северного борта разреза в районе ПК 63—ПК 123. Важнейшую роль здесь играют не только геологические факторы, но и горно-технические.

Из геологических факторов в данном районе следует отметить следующие:

- выходы угольных пластов перекрыты толщей глинистых отложений;
- контакты глин с окисленным углем имеют пликативную форму (складчатость на различных уровнях) и местами пологое падение в южном направлении (р. л. 92, 93), что обуславливает возникновение неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления;
- породы зоны интенсивного выветривания и окисленные угли имеют невысокие прочностные свойства. При увеличении влажности прочность глин резко снижается. Невысока также и контактная прочность пород.

К горно-техническим факторам, оказывающим негативное воздействие на геомеханическую обстановку, относится прежде всего влияние внешней нагрузки на приконтурный породный массив.

Пригрузка борта внешними отвалами бестранспортной вскрыши и динамическая нагрузка от работы экскаватора ЭШ-10/70 не только изменили его геометрию, но создали дополнительную внешнюю нагрузку, в силу чего изменилось напряженно-деформированное состояние прибортового массива.

Несоответствие геометрических параметров отработки параметрам прочности пород и изменчивости неоднородного массива явилось также причиной оползня в районе р. л. 94 (рис. 19.7, 19.8).

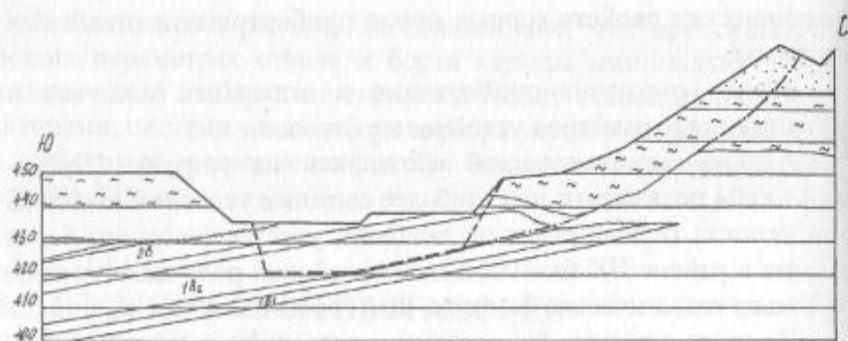


Рис. 19.7. Северный борт Шубаркольского разреза в районе р. л. 92

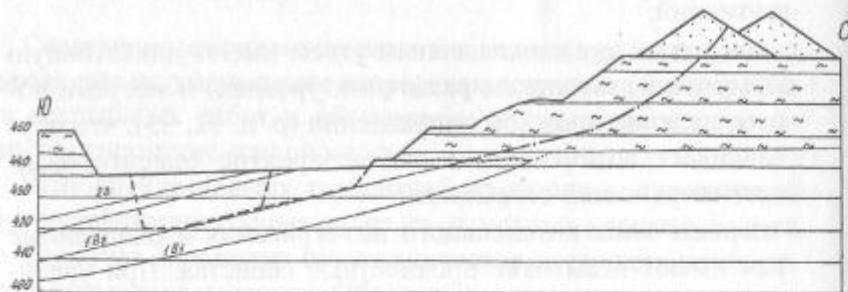


Рис. 19.8. Северный борт Шубаркольского разреза в районе р. л. 94

Впоследствии борт разреза в этом районе был присыпан глинистым отвалом, что несколько увеличило его устойчивость. Экскаватором ЭШ-10/70 глинистый отвал и оползневая масса были перезхскавированы непосредственно на борт разреза, в результате чего борт оказался нагруженным породным отвалом.

Для оценки фактического состояния северного борта разреза в районе ПК 63—ПК 123 был произведен визуальный осмотр состояния борта и проанализирована горно-геологическая документация. Установлено, что наиболее характерными участками борта в данном районе являются геологические профили по разведочным линиям 92 и 94 (см. рис. 19.7, 19.8). На геологическом профиле по разведочной линии 92 четко прослеживается поверхность ослабления по контакту с глинами, а разведочная линия 94 проходит через участок оползня. Здесь возможно развитие деформационных явлений в горном массиве. На данном участке заложена наблюдательная станция из двух профильных линий и производится регулярный инструментальный контроль за состоянием устойчивости прибортового массива при отработке угольного пласта 1В2.

Геометрические параметры карьерных откосов снимались с предоставленных планов и разрезов, а для обоснования прочностных свойств горных пород использовались данные ПГО «Центрказгеология», института УкрНИИпроект, результаты исследований кафедры маркшейдерского дела и геодезии КарГТУ, а также данные нормативной, справочной литературы.

В районе разведочной линии 94, где горный массив подвергся оползневым деформациям, прочностные свойства пород определены с учетом разрыхления и для расчета устойчивости принятые следующие характеристики: сцепление $k = 0,02 \text{ МПа}$, угол внутреннего трения $\rho = 15^\circ$, плотность $\gamma = 1,9 \text{ т}/\text{м}^3$.

По разведочной линии 92 горный массив несколько прочнее. Здесь с учетом наличия контакта ослабления принятые следующие характеристики: сцепление $k = 0,04 \text{ МПа}$, угол внутреннего трения $\rho = 17^\circ$, плотность $\gamma = 2,1 \text{ т}/\text{м}^3$.

После анализа геологического строения массива и его физико-механических характеристик, а также профиля борта в

плане и по высоте выбиралась расчетная схема для оценки состояния откоса и соответствующая геомеханическая модель разрушения прибортового массива.

Результаты расчета устойчивости прибортового массива горных пород в районе разведочной линии 94 показали, что борт разреза находится практически в предельном состоянии, т.к. коэффициент устойчивости $n = 1,013$.

При оценке устойчивости борта разреза по разведочной линии 92 с учетом отработки угольного пласта 1B2 по схеме с поверхностью ослабления получен коэффициент устойчивости $n = 1,103$.

Таким образом, северный борт разреза между ПК 63 и ПК 123 находится в предельном состоянии и требуется использовать специальную технологию отработки угольного пласта в этом районе. Основным условием при ведении добывочных работ на данном участке является обязательное формирование породного упора в нижней части борта разреза, а также проведение отработки участка узкими заходками, не создавая большого фронта обнажения, что может вызвать повторные оползневые явления.

Анализ результатов наблюдений за сдвижением прибортового массива подтверждает результаты расчетов и показывает, что борт разреза в районе р. л. 94 находится в области упругопластических деформаций.

В связи с переходом на бестранспортную технологию формирования внутреннего отвала, на рабочем (южном) борту произведено сдавливание четвертого и пятого уступов и уменьшение параметров бермы безопасности до минимальных размеров. Южный борт имеет выпуклый профиль (рис. 19.9). Наиболее напряженная область находится ниже гор. +446 м. Угол наклона борта на этом участке 43° ($H = 48$ м), ниже гор. +434 м борт имеет угол наклона 55° ($H = 36$ м).

Погружение горных работ до гор. +390 м приводит к достижению рабочим бортом высотой 80 м генерального угла наклона 19° . На наиболее напряженном участке, ниже гор. +446 м, при высоте борта 56 м угол наклона борта составит 46° , ниже гор. +434 м при высоте борта 44 м угол наклона борта 58° .

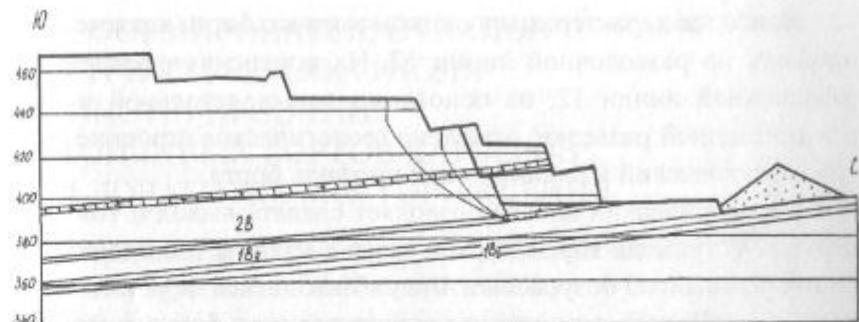


Рис. 19.9. Южный борт (р.л.12)

Южный борт разреза является рабочим. Требуется уделять особое внимание обеспечению его устойчивости, так как любые деформации могут оказать серьезное влияние на технологические процессы по добыче и транспортированию угля. Методическими указаниями [8] рекомендуется при расчетах устойчивости уступов принимать нормативный коэффициент запаса $n = 2$, тогда как для всего борта в целом он может достигать $n = 1,3$. Для групп уступов этот коэффициент может быть от 1,5 до 2 в зависимости от степени ответственности данного участка горных работ.

Анализ геологического строения прибортового массива показывает, что борт состоит из угольных пачек Верхнего горизонта и надугольных отложений, пологопадающих в сторону массива. Геометрические параметры уступов отражены на рис. 19.9. В связи с тем, что борт имеет выпуклый профиль, для определения наиболее опасной поверхности скольжения требуется произвести ряд расчетов для различных групп уступов.

Геомеханический анализ прибортового массива позволяет сделать вывод о механизме формирования поверхности скольжения на южном борту. Падение пород, слагающих борт, в сторону массива обуславливает формирование круглоцилиндрической поверхности скольжения. Так как горный массив представлен неоднородной слоистой толщей, принимается геомеханическая модель деформирования неоднородного массива без учета поверхностей ослабления.

Наиболее характерным участком южного борта является его профиль по разведочной линии 12. На поперечном разрезе по разведочной линии 12, на основании данных детальной и эксплуатационной разведки, отражено геологическое строение массива, фактический и планируемый профиль борта.

Геометрический анализ позволяет сделать вывод о том, что верхние уступы до гор. +446 м в связи с наличием широких рабочих площадок, безусловно, будут находиться в устойчивом состоянии. Расчету следует повернуть участки борта ниже гор. +446 м: гор. +390 м — гор. +434 м с углом наклона 58° и гор. +390 м — гор. +446 м с углом наклона 46°.

Расчеты устойчивости откосов уступов и бортов разреза производились численно-аналитическим способом [3, 57]. Результаты расчета устойчивости участков прибортового массива горных пород в районе разведочной линии 12, ниже гор. +446 м, показали, что борт разреза на участках: гор. +390 м — гор. +434 м с углом наклона 58° и гор. +390 м — гор. +446 м с углом наклона 46° имеет коэффициенты запаса устойчивости 2,06 и 1,99 соответственно, что удовлетворяет требованиям нормативных документов [8, 23].

В целом, в соответствии с принятыми на основе исследований институтом УкрНИИпроект и ПГО «ЦКГ» характеристиками прочности (уголь — сцепление $k = 0,207$ МПа, угол внутреннего трения $\rho = 27^\circ$, плотность $\gamma = 1,34$ т/м³; породы надугольной толщи — сцепление $k = 0,323$ МПа, угол внутреннего трения $\rho = 26,1^\circ$, плотность $\gamma = 2,48$ т/м³), прибортовой массив южного борта между гор. +390 м — гор. +446 м с углом наклона 46° устойчив. Возможны локальные деформации, связанные с вывалами пород на ослабленных участках.

На период постановки южного борта ниже гор. +446 м под крутыми углами наклона проведение инструментального контроля за устойчивостью уступов обязательно с целью обнаружения возможных деформаций и своевременного их предотвращения.

19.6. ФОРМИРОВАНИЕ ОТВАЛОВ ВНУТРИ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ И КОНСТРУИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ ПРИ ДОРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Отработка месторождений полезных ископаемых открытым способом доказывает необходимость двух и более стадийного проектирования параметров бортов карьеров. При этом на первой стадии производится прогнозная (предварительная) оценка устойчивости проектируемых бортов карьеров, основанная на данных геолого-разведочных работ. На следующих — уточняются и детализируются ранее принятые решения по параметрам горных работ с учётом фактических данных о геомеханическом состоянии горного массива и свойств пород, полученных из исследований на вскрытой части месторождения. Получение достоверной геомеханической информации базируется на дополнительных исследованиях физико-механических свойств горных пород, слагающих прибортовые массивы, структурно-тектонических особенностей, трещиноватости горных массивов и особенно актуально при разработке сложно-структурных месторождений. При выборе технологических решений существенная роль принадлежит определению параметров устойчивых бортов карьеров. Выбор параметров конструкций бортов, зависящий от ряда факторов (геологическое строение месторождения, тип применяемого технологического оборудования, физико-механические свойства горных пород, слагающих прибортовые массивы карьера и т.д.), влияет на технико-экономические показатели работы горно-добывающего предприятия в целом. Конструкции бортов погашения должны предопределять эффективность доработки месторождения и обеспечивать безопасность работ в прибортовой зоне карьера. Наличие достоверной геомеханической информации даёт возможность принятия новых эффективных решений по снижению объема вскрышных работ и рационального использования выработанного пространства для отвалообразования, направленных, в первую очередь, на снижение затрат при

доработке месторождения. Конструирование устойчивых бортов карьеров с максимально крутыми углами наклона должно базироваться на тщательном изучении геомеханического состояния и схематизации прибортовых массивов. Поэтому на стадии доработки карьеров целесообразно проводить дополнительные исследования прочностных и физических характеристик горных пород, структурно-тектонических особенностей, трещиноватости прибортовых массивов, а также анализ существующего состояния горных работ и т.д. для определения наиболее оптимальных профилей бортов погашения [60].

Дополнительные исследования физико-механических свойств горных пород, выполненные ВНИИцветметом в 2000 г. на карьере «Николаевский» (Прииртышский район Рудного Алтая, Николаевское полиметаллическое месторождение), позволили установить расчетные характеристики прочности пород массивов карьера в профиле разрезов I—I, II—II, с учетом структурного ослабления и вариаций отклонения средней величины. Согласно [61] получены следующие величины сцепления, угла внутреннего трения и плотности:

- руды — 0,439 МПа, $33,9^\circ$, $4,3 \text{ т}/\text{м}^3$;
- туфы кислого состава — 0,425 МПа, $30,6^\circ$, $2,7 \text{ т}/\text{м}^3$;
- туфы кислого состава среднеобломочные — 0,513 МПа, $33,6^\circ$, $2,6 \text{ т}/\text{м}^3$;
- алевролиты — 0,145 МПа, $26,0^\circ$, $2,6 \text{ т}/\text{м}^3$;
- липаритовые порфиры — 0,662 МПа, $34,5^\circ$, $2,7 \text{ т}/\text{м}^3$;
- диабазовые порфиры — 0,359 МПа, 30° , $2,7 \text{ т}/\text{м}^3$.

На основании уточненных значений прочностных характеристик массива, учитывая существующее положение горных работ, нижние горизонты бортов карьера «Николаевский» пере-проектированы под более крутыми углами наклона (проект ВНИИцветмет, 2000 г.). При этом южный борт карьера, сложенный породами средней крепости и умеренной трещиноватости, принял выпуклый профиль (рис. 19.10) с углами наклона 20° в верхней части (гор. + 178,0 м ... +332,0 м) и 55° в нижней части борта (гор. + 178,0 м ... -58,0 м).

Для анализа устойчивости южного борта карьера использовалась методика численно-аналитического способа расчета устойчивости карьерных откосов, разработанная проф. П.С. Шпаковым [3] (см. раздел 10). Методика позволяет одновременно учесть ряд геологических и техногенных факторов. В ней учитываются: профиль борта; литологические разности породного массива; гидрогеологические условия; тектоническая нарушенность; влияние внешней нагрузки от горно-транспортного оборудования и наличие внешних и внутренних отвалов, пригружающих борта карьера.

На основе разработанной программы SPOSGS35C (см. раздел 12.1), позволяющей учесть в расчете ряд горно-геологических условий, произведен расчет всех возможных поверхностей ослабления по борту. Выполненный анализ устойчивости южного борта карьера «Николаевский» показал, что наиболее напряженный участок в геомеханическом отношении находится в нижней части борта между гор. -58,0 м и гор. +178,0 м (рис. 19.10). Здесь с учетом благоприятной круглой формы карьера нормативный коэффициент запаса устойчивости ($n = 1,3$) обеспечивается за счет дополнительного сопротивления смещению призмы обрушения, создаваемого силами бокового распора. С гор. +237,0 м из-за уменьшения угла наклона верхней части борта до 20° происходит рост степени устойчивости борта выше нормативного.

В связи с этим для рациональной доработки карьера имеется техническая возможность разместить на этих участках отвалы вскрышных пород при условии обеспечения коэффициента запаса устойчивости пригруженного борта в целом более 1,3.

Параметры внутреннего отвала приняты согласно [3] и на основе расчетов для системы борт—отвал. Исходя из горнотехнических условий карьера нижний ярус внутреннего отвала рекомендуется формировать с гор. +302,0 м, его нижняя бровка должна располагаться не ближе 20 м к верхней бровке гор. +261,0 м. Высота яруса не должна превышать 50 м. В основании яруса необходимо отсыпать камнеулавливающий вал. Верхний ярус формируется с гор. +340,0 м и согласно расчетам должен отстоять от нижнего не менее чем на 25 м.

Предложенная методика конструирования устойчивых бортов карьеров при их доработке с формированием отвалов внутри карьерного поля может быть использована и на других карьерах.

19.7. РАСЧЕТ И КОНСТРУИРОВАНИЕ ОТКОСОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ ДЛЯ СЛОЖНО-СТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При разработке месторождений открытым способом конструкции бортов карьера претерпевают значительные изменения в зависимости от времени разработки и отличаются от первоначальных, проектных параметров [49].

Это связано с тем, что опыт отработки месторождений открытым способом показывает, что проектирование параметров бортов карьера необходимо вести в несколько стадий. Выбор параметров устойчивых конструкций бортов на первой стадии проектирования основан на данных геолого-разведочных работ и зависит от геологического строения месторождения, типа применяемого оборудования, физических и механических свойств горных пород, находящихся в прибортовой зоне. От этих показателей зависят параметры устойчивых уступов и бортов карьеров. На этой стадии проектирования многие параметры принимаются по аналогии с другими месторождениями. В дальнейшем, по мере разработки и вскрытия новых горизонтов, происходит уточнение и детализация ранее принятых решений с учетом новой информации о геологическом строении и состоянии горного массива и свойств пород, полученных из исследования на вскрытой части месторождения. За прошедшее время проводятся дополнительные исследования прочностных свойств массива, структурно-тектонических особенностей и трещиноватости прибортовых массивов. На основе новых данных приходится перепроектировать откосы уступов и бортов карьеров с учетом уточненных данных. Особенно это актуально при доработке месторождения.

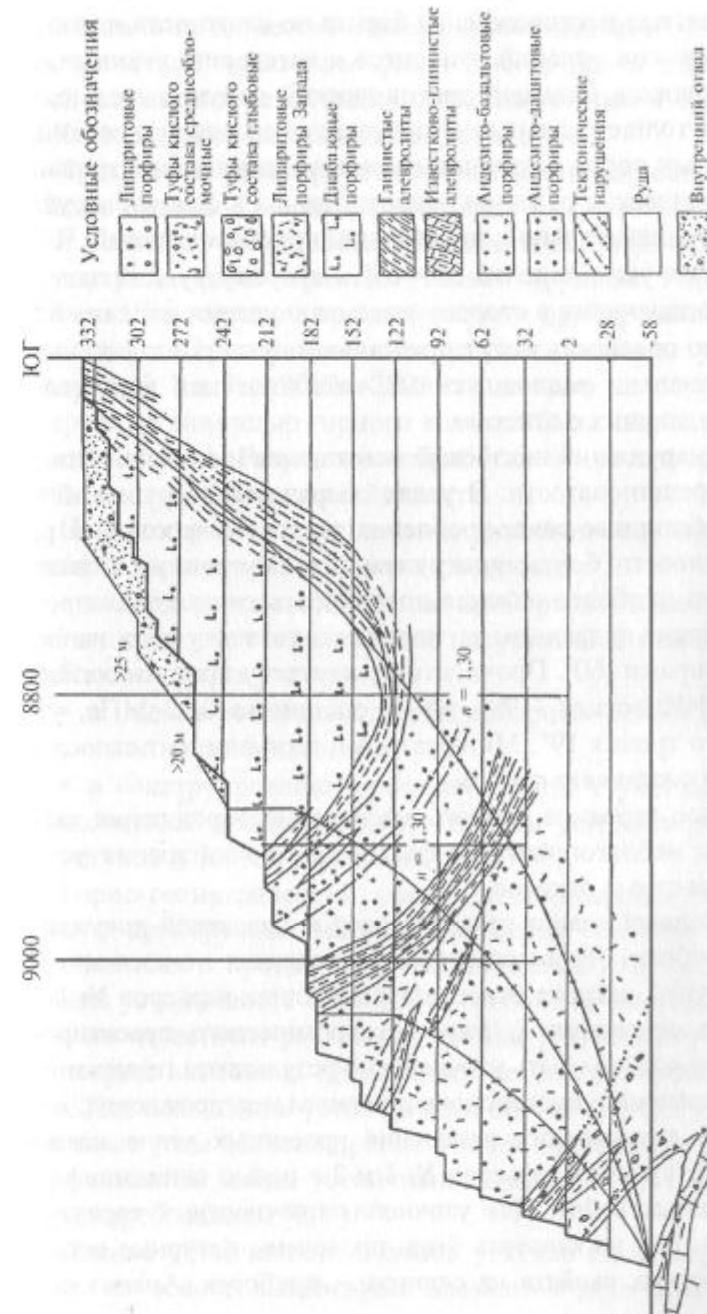


Рис. 19.10. Южный борт карьера «Николаевский». Разрез I—I

Чиганакское месторождение барита по сложности инженерно-геологических условий относится к категории сложных, характеризующихся большой тектонической нарушенностью, залеганием в толще скальных и полускальных дислоцированных трещиноватых пород с наличием зон дробления и выветривания [49]. Тектонические разломы ориентированы в основном субпараллельно и диагонально к простиранию рудных залежей. Часть из них имеют углы падения 30—65° в сторону рудной залежи; часть крутопадающих в сторону массива с углами падения 80—85°. Особую опасность могут представлять участки пересечения двух диагонально расположенных тектонических нарушений, согласно падающих с откосом.

Вдоль нарушений неизбежно повышение интенсивности экзогенной трещиноватости. В узлах сопряжения нарушений образуются обширные зоны дробления пород. Контрольный расчет устойчивости борта, пригруженного внутренним отвалом, показал, что наиболее опасная поверхность скольжения проходит по согласно падающим аргиллитам и контакту их с диабазовыми порфирами [60]. Прочность по контакту принята согласно отчету ВНИИцветмет (1995 г.) — сцепление 0,02 МПа, угол внутреннего трения 19°. Минимальный коэффициент запаса устойчивости составляет $n = 1,3$.

Слоистое строение горного массива месторождения также относится к неблагоприятным факторам с точки зрения устойчивости карьерных откосов.

Проведенный анализ геологической и проектной документации по отработке Чиганакского месторождения показывает, что проектные углы наклона откосов действующих карьеров № 1 и 2 приняты на основании «Норм технологического проектирования...» [62] и должны быть уточнены по результатам геомеханических исследований в процессе эксплуатации месторождения. Была рассмотрена возможность изменения проектных углов наклона откосов действующих карьеров № 1 и 2 с целью снижения объемов вскрышных работ. Для уточнения прочностных характеристик в 2003 году на карьерах были проведены натурные испытания прочностных свойств на сдвиговых приборах. Анализ полу-

ченных данных совместно с имеющимися данными позволил принять расчетные показатели физических и прочностных свойств пород для оценки устойчивости откосов уступов и бортов карьеров Чиганакского месторождения (табл. 19.6).

Трещиноватость горного массива месторождения изучалась только в процессе геологоразведки. Но на геологических разрезах и планах, а также соответственно и на проектно-графической документации отражены только крупные тектонические разломы. Для изучения трещиноватости прибортовых массивов, влияющей на устойчивость отдельных участков уступов на карьерах № 1 и 2, в 2002—2003 гг. методом непосредственных измерений с помощью горного компаса была выполнена съемка трещиноватости. Результаты обработки этих съемок были использованы в расчетах устойчивости.

Порядок расчетов по оценке устойчивости прибортовых массивов карьеров заключался в следующем:

- в предварительной оценке прибортового массива с учетом крупных тектонических нарушений и выделении наиболее опасных участков;
- в оценке устойчивости стационарных откосов уступов с учетом трещиноватости пород;
- в конструировании профилей бортов с учетом ранее выполненной предварительной оценки устойчивости откосов уступов и бортов карьеров.

Горно-геометрический анализ месторождения показал наличие в прибортовых массивах карьеров согласно падающих диагональных и продольных тектонических нарушений, ослабляющих устойчивость бортов. На основании выполненных расчетов по известным расчетным схемам [63] выявлены участки, на которых возможны деформации по тектоническим нарушениям. Для повышения устойчивости бортов на этих участках генеральные углы наклона приняты более пологими, с доведением коэффициентов запаса устойчивости до 1,17—1,31, что удовлетворяет требованиям [8, 9].

Оценка устойчивости откосов уступов на карьерах выполнялась на основе выявленных элементов залегания трещин и

уточненных прочностных характеристик пород и породных контактов. Высота стационарных откосов определялась по техническому проекту отработки месторождения, углы наклона уступов обосновывались с коэффициентом запаса устойчивости, равным 1,5—2,0 и выше, согласно [8, 9].

На основании выполненных расчетов рекомендованы углы откосов уступов, представленные в табл. 19.7.

Принимая параметры уступов на основе табл. 19.7, с учетом горно-геологических условий (тип породы, степень выветрелости, слабые контакты и элементы их залегания и т.д.) отстроены рекомендуемые контуры бортов карьеров (рис. 19.11) и произведена их оценка устойчивости.

Таблица 19.6

Расчетные прочностные характеристики пород

| Породы | Характеристики пород при $n_{зап} = 1$ | | | Характеристики пород при $n_{зап} = 1,3$ | | |
|--|--|----------------|----------------------|--|----------------|----------------------|
| | $\gamma \cdot 10^3$, кг/м ³ | k_m , МПа | ρ , гра- дус | $\gamma \cdot 10^3$, кг/м ³ | k_m , МПа | ρ , гра- дус |
| Глинистые отложения | 1,80 | 0,016 | 18,0 | 1,80 | 0,012 | 14,0 |
| Суглинки | 2,00 | 0,003 | 20,0 | 2,00 | 0,002 | 15,6 |
| Сланцы глинистые сильновыетрелые | 2,54 | 0,059 | 30,0 | 2,54 | 0,045 | 23,9 |
| Сланцы глинистые | 2,61 | 0,076 | 31,0 | 2,61 | 0,058 | 24,8 |
| Сланцы углисто-глинисто-кремнистые сильновыетрелые | 2,61 | 0,076 | 31,0 | 2,61 | 0,058 | 24,8 |
| Сланцы углисто-глинисто-кремнистые | 2,68 | 0,092 | 31,0 | 2,68 | 0,071 | 24,8 |
| Песчаники | 2,68 | 0,400 | 33,0 | 2,68 | 0,308 | 26,5 |
| Яшмокварциты сильно-выетрелые | 2,64 | 0,150 | 34,0 | 2,64 | 0,115 | 27,4 |
| Яшмокварциты | 2,64 | 0,272 | 34,0 | 2,64 | 0,209 | 27,4 |
| Алевролиты | 2,68 | 0,092 | 31,0 | 2,68 | 0,071 | 24,8 |

Коэффициенты устойчивости вновь отстроенных бортов составили от 1,0 до 2,0 (с учетом коэффициента запаса $n_{зап} = 1,3$), что удовлетворяет требованиям [8, 9] при сроке службы карьеров от 5 до 10 лет.

Постановка уступов на конечный контур может быть произведена без страивания 10-метровых уступов в единый 30-метровый откос. В связи с чем приведенные в табл. 19.7 параметры 10-метровых уступов можно использовать при конструировании бортов карьеров на конечном контуре. В этом случае параметры трех 10-метровых уступов следует вписывать в параметры 30-метрового уступа.

Конструктивные горизонтальные площадки для 10-метровых уступов устанавливаются вписыванием их заложений в заложение 30-метрового уступа (рис. 19.12) по формуле:

Таблица 19.7

Рекомендуемые углы откосов уступов

| Горизонт отработки | Породы | Угол наклона откоса уступа α , градус, при высоте | |
|---------------------------------|---|--|------------|
| | | $h = 30$ м | $h = 10$ м |
| Земная поверхность — гор. 420 м | Яшмокварциты, песчаники | 50—55 | 75 |
| | | 55—60 | 75 |
| Гор. 420 м — гор. 390 м | Алевролиты, аргиллиты, гравелиты, углисто-кремнистые и глинисто-кремнистые сланцы | 45 | 65 |
| | | 50 | 75 |
| Земная поверхность — гор. 420 м | Сланцы глинистые, алевролиты глинистые | 35—40 | 65 |
| | | 35—40 | 65 |
| Гор. 420 м — гор. 390 м | | | |
| Земная поверхность — гор. 420 м | | | |
| Гор. 420 м — гор. 390 м | | | |

$$d_{30} = 3d_{10} + 2b,$$

где b — ширина конструктивной площадки; d_{30} , d_{10} — соответственно заложения 30- и 10-метрового уступов,

$$\text{тогда } b = \frac{(d_{30} - 3d_{10})}{2},$$

$$\text{или } b = 15(\operatorname{ctg}\alpha_{30} - \operatorname{ctg}\alpha_{10}),$$

где α_{30} , α_{10} — соответственно углы откосов 30- и 10-метрового уступов.

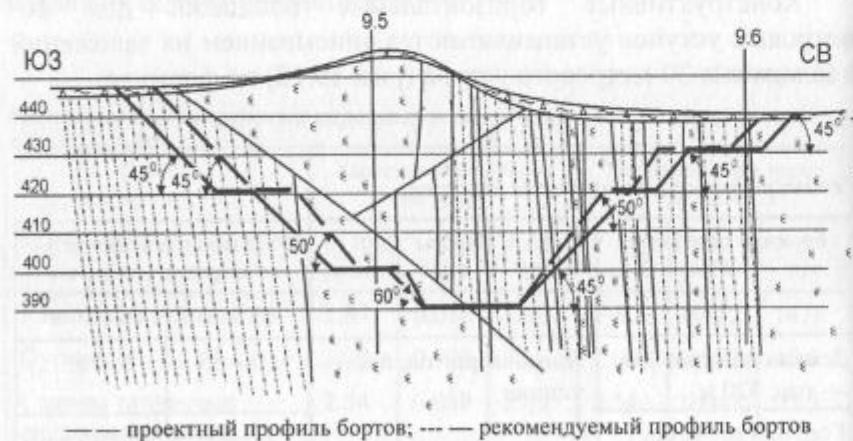


Рис. 19.11. Разрез по профильной линии XV

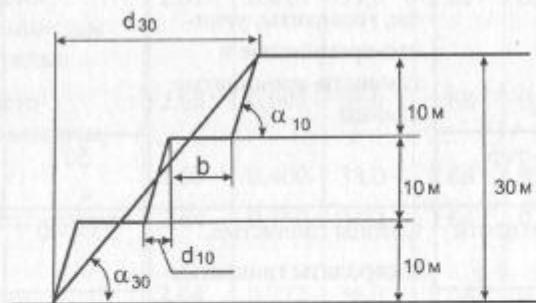


Рис. 19.12. Схема постановки уступов на конечный контур

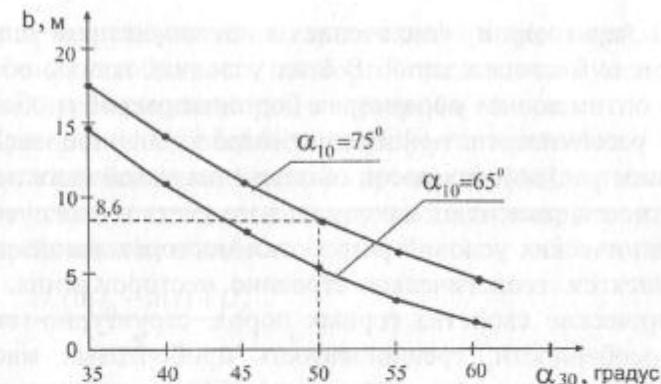


Рис. 19.13. Зависимость ширины конструктивной площадки от угла откоса стационарного уступа

Ширина конструктивных площадок для различных горно-геологических условий может быть определена по графикам, представленным на рис. 19.13.

Предлагаемая технология постановки уступов на конечный контур упрощает заоткосные работы и снижает материальные затраты, связанные с ними.

Выполненный комплекс научных исследований по геомеханическому обоснованию параметров откосов карьеров позволил увеличить углы наклона откосов уступов на 5—10°, в сравнении с проектными, и в целом бортов карьеров — на 2—4°.

Таким образом, научно обоснованное конструирование профилей устойчивых бортов карьеров сложно-структурного месторождения привело к сокращению объемов вскрышных пород и снижению себестоимости добываемой продукции.

19.8. ЧИСЛЕННО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ СПОСОБ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ С УЧЕТОМ ВРЕМЕННОГО ФАКТОРА

Характерной особенностью современного этапа развития открытой добычи полезных ископаемых является увеличение предельной глубины и интенсивности горных работ на дейст-

вующих карьерах и вовлечение в эксплуатацию сложно-структурных месторождений. В этих условиях вопрос об определении оптимальных параметров бортов карьеров и обеспечении их устойчивости приобретает первостепенное значение. Правильное решение вопросов обеспечения устойчивости карьерных откосов зависит от максимального учета геологических и горно-технических условий разработки месторождений, к которым относятся: геологическое строение месторождения, физико-механические свойства горных пород, структурно-тектонические особенности, трещиноватость прибортовых массивов карьера, технология ведения горных работ, тип применяемого технологического оборудования, срок службы карьера и т.д.

Численно-аналитический способ расчета устойчивости карьерных откосов, имеющий широкое применение [4, 65], позволяет учесть ряд природных и техногенных факторов, влияющих на равновесие прибортового массива, таких, как литологическая неоднородность, пликативная и дизъюнктивная тектоническая нарушенность, трещиноватая структура пород, слагающих откосы уступов и борта карьеров, гидрогеологические условия месторождения, проведенные горные выработки, инженерные и транспортные сооружения, внешние нагрузки от горно-транспортного оборудования, сейсмическое воздействие взрывов, влияние инженерных средств, укрепляющих откосы и борта карьера и т.д. Использование данного способа расчета обеспечивает оперативность, точность и детальность расчетов. Численно-аналитический способ обладает высокой чувствительностью к изменению влияющих факторов, что позволяет установить наиболее достоверные параметры предельных откосов. Универсальность данного способа расчета позволяет учитывать при расчетах устойчивости карьерных откосов и временной фактор, т.е. изменение прочности пород во времени.

Из многочисленного ряда факторов, влияющих на устойчивость бортов карьеров, прежде всего следует выделить прочностные и деформационные свойства горных пород, слагающих прибортовые массивы карьеров. Известно [66, 67], что механические характеристики пород зависят от временного фактора

(времени нагружения или скорости деформирования), поэтому, безусловно, устойчивость прибортового массива будет зависеть от времени обнажения пород в карьерном откосе.

Принципиальная возможность учета временного фактора следует из кинетической теории прочности [68], согласно которой значение касательных разрушающих напряжений может быть представлено в виде

$$\tau = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0}{\gamma}, \quad (19.1)$$

где k — константа Больцмана; T — абсолютная температура твердого тела; t_0 — период колебания атома в кристаллической решетке; t — время нагружения; U_0 — начальная энергия активации разрушения; γ — коэффициент структуры.

Установлено [69], что макроскопические прочностные свойства горных пород определяются деформационными и разрывными процессами, происходящими на микро- и мезоскопическом уровнях, а временные эффекты в виде реономности определяются скоростью протекания этих процессов на указанных уровнях.

Сопротивление срезу на элементарной площадке $\tau_i = \tau \cdot \sin 2\alpha = \tau \cdot \sin(90^\circ - \rho)$ (где α — угол наклона площадки скольжения; ρ — угол внутреннего трения), тогда, принимая во внимание (19.1), можно получить уравнение огибающей:

$$\tau_i = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0}{\gamma} \cdot \sin(90^\circ - \rho). \quad (19.2)$$

В [69] установлено, что коэффициент структуры γ и угол (коэффициент) внутреннего трения ρ независимы от временного фактора, а изменяются при варьировании бокового давления σ_2 и что между γ и $\tan \rho$ существует корреляционная связь.

Уравнение Кулона—Море имеет вид

$$\tau_i = K + \sigma_n \lg \rho, \quad (19.3)$$

где K — сцепление породы, определяемое как точка пересечения касательной к огибающей с осью ординат; σ_n — нормальное напряжение на элементарной площадке.

Подставив выражение (19.2) в (19.3) и преобразовав его, получим

$$K = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0}{\gamma(\sigma_3)} \sin[90^\circ - \rho(\sigma_3)] - \sigma_n \operatorname{tgp}(\sigma_3). \quad (19.4)$$

Уравнение (19.4) можно выразить через главные напряжения σ_1 и σ_2 как

$$K = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0}{\gamma(\sigma_3)} \sin[90^\circ - \rho(\sigma_3)] - \left\{ \sigma_1 \cdot \sin^2[90^\circ - \rho(\sigma_3)] + \sigma_2 \cdot \cos^2(90^\circ - \rho(\sigma_3)) \right\} \operatorname{tgp}(\sigma_3). \quad (19.5)$$

Так как $\gamma = f(\operatorname{tgp})$, то можно сделать вывод о сложной взаимосвязи сцепления со структурными особенностями породы, временно — температурным фактором и параметрами, характеризующими деформационные и разрывные процессы на микроскопическом уровне, а также напряженное состояние.

Используя способы нахождения U_0 и γ , приведенные в [69], можно определить сопротивление срезу t_i , сцепление породы K и угол внутреннего трения ρ с учетом временного фактора. Выполненные теоретические исследования дают возможность учета фактора времени при решении практических задач обеспечения устойчивости карьерных откосов.

Согласно [8] в расчетах устойчивости бортов карьеров используют характеристики прочности пород, соответствующие концу отработки карьера. В то же время на практике часто возникают задачи обеспечения временной устойчивости борта карьера.

Так, например, при отработке пласта 1В₁ в западной части северного борта Шубаркольского угольного разреза (рис. 19.14) возникла необходимость обеспечения нормативной устойчивости борта карьера на срок $t = 5$ месяцев.

К этому времени на месте выемки угля должна быть отсыпана упорная призма из вскрышных пород для обеспечения долговременной устойчивости борта.

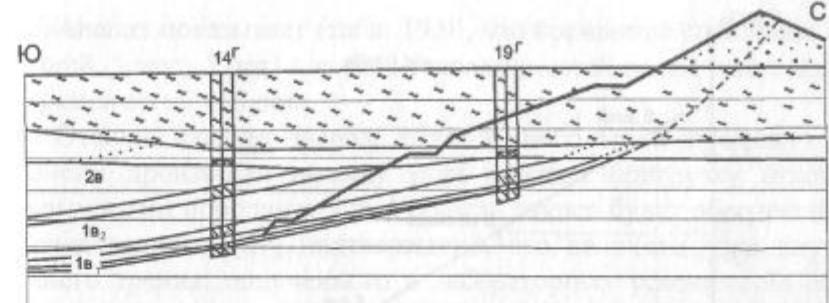


Рис. 19.14. Разрез по разведочной линии А

Задачи такого типа могут быть успешно решены, если установить расчетные характеристики прочности для заданного интервала времени нагружения (в нашем примере $t = 5$ месяцев).

Приоткосный массив горных пород в районе выходов угольных пластов 1В и 2В представлен аргиллитами, алевролитами, окисленными углами и глинами. Борт карьера нагружен отвалом вскрышных пород. На основе анализа результатов исследований выделены три основные литологические разности: выветрелые аргиллиты; аргиллиты; переслаивание песчано-глинистых пород и глины. Прочностные характеристики пород σ_{ck} следующие: выветрелые аргиллиты (глубина 10—20 м) — 2,0 МПа; переслаивание песчано-глинистых пород — 7,4 МПа; аргиллиты — 11,0 МПа. Прочность глин принята не больше, чем у выветрелых аргиллитов. Окисленные угли и алевролиты представлены незначительно.

Численно-аналитический способ расчета устойчивости карьерных откосов позволяет успешно решать вопросы обеспечения устойчивости с учетом временного фактора. Расчеты выполнены на основе методики [3].

Прочностные характеристики горных пород — сцепление k и угол внутреннего трения ρ для основных литологических разностей прибортового массива, полученные с учетом временного фактора (времени нагружения борта), приведены в табл. 19.8.

В отличие от сцепления k величина угла внутреннего трения ρ не изменяется во времени. Изменение сцепления во времени представлено на рис. 19.15.

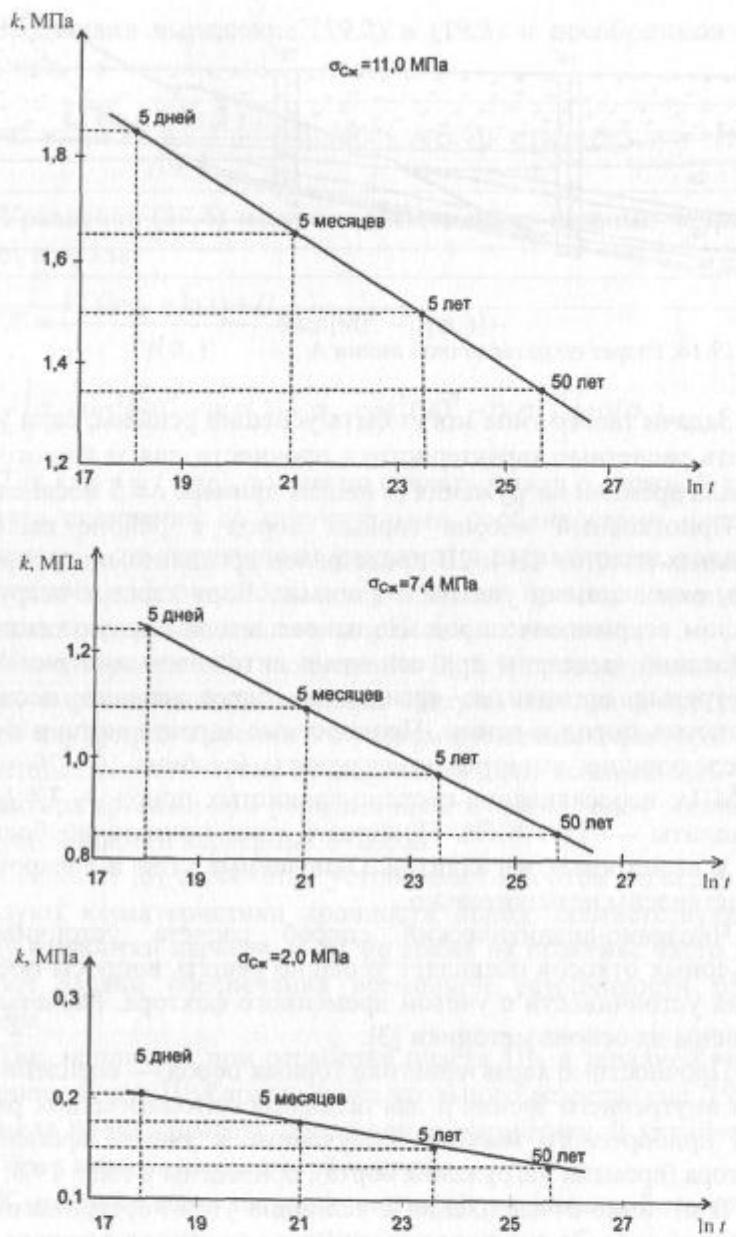


Рис. 19.15. Изменение сцепления во времени

Анализ показывает (табл. 19.9), что временное сцепление k' (5 дней, 5 мес., 5 лет) для всех разновидностей пород выше долговременного k (50 лет).

Отсюда следует вывод: если за небольшой промежуток времени произвести выемку угля и затем пригрузку откоса вскрышными породами, устойчивость откоса будет обеспечена. Исследованиями [69] подтверждено, что величина угла внутреннего трения, полученного в лабораторных условиях на образцах, за счет масштабного фактора (размер структурных блоков) снижается.

Расчетные прочностные характеристики горных пород, полученные с учетом масштабного фактора для различного времени нагружения борта, приведены в табл. 19.10.

Таблица 19.8

Прочностные характеристики горных пород с учетом временного фактора

| Время нагружения борта | $\sigma_{ck} = 11.0 \text{ MPa}$ | | $\sigma_{ck} = 7.4 \text{ MPa}$ | | $\sigma_{ck} = 2.0 \text{ MPa}$ | |
|------------------------|----------------------------------|------------------------------------|---------------------------------|------------------------------------|---------------------------------|------------------------------------|
| | сцепление k , MPa | угол внутр. трения ρ , градус | сцепление k , MPa | угол внутр. трения ρ , градус | сцепление k , MPa | угол внутр. трения ρ , градус |
| 5 дней | 1,85 | 34 | 1,24 | 32 | 0,21 | 23 |
| 5 мес. | 1,65 | 34 | 1,12 | 32 | 0,18 | 23 |
| 5 лет | 1,5 | 34 | 0,97 | 32 | 0,16 | 23 |
| 50 лет | 1,35 | 34 | 0,88 | 32 | 0,14 | 23 |

Таблица 19.9

| Время нагружения борта | k'/k при $\sigma_{ck} = 11.0 \text{ MPa}$ | k'/k при $\sigma_{ck} = 7.4 \text{ MPa}$ | k'/k при $\sigma_{ck} = 2.0 \text{ MPa}$ | $K/k_{\text{спр}}$ |
|------------------------|---|--|--|--------------------|
| 5 дней | 1,37 | 1,45 | 1,5 | 1,44 |
| 5 мес. | 1,22 | 1,31 | 1,29 | 1,27 |
| 5 лет | 1,11 | 1,14 | 1,14 | 1,13 |
| 50 лет | 1,0 | 1,0 | 1,0 | 1,0 |

Таблица 19.10

Расчетные прочностные характеристики горных пород

| Время нагружения борта | $\sigma_{ck} = 11,0 \text{ МПа}$ | | $\sigma_{ck} = 7,4 \text{ МПа}$ | | $\sigma_{ck} = 2,0 \text{ МПа}$ | |
|------------------------|----------------------------------|------------------------------------|---------------------------------|------------------------------------|---------------------------------|------------------------------------|
| | сцепление k , МПа | угол внутр. трения ρ , градус | сцепление k , МПа | угол внутр. трения ρ , градус | сцепление k , МПа | угол внутр. трения ρ , градус |
| 5 дней | 0,137 | 24,7 | 0,097 | 23,9 | 0,050 | 15,7 |
| 5 мес. | 0,122 | | 0,088 | | 0,043 | |
| 5 лет | 0,111 | | 0,077 | | 0,038 | |
| 50 лет | 0,100 | | 0,067 | | 0,033 | |

Кроме прочности пород по массиву в расчетах устойчивости карьерных откосов нас интересует и контактная прочность пород. В силу физической сущности процессов деформирования пород можно также предположить, что кратковременная контактная прочность аналогично выше долговременной. Поэтому принятые параметры контактной прочности можно использовать, введя в характеристики сцепления коэффициент $k'/k = 1,27$ (для $t = 5$ мес.). С учетом коэффициента запаса $n_3 = 1,3$ для расчета по контактам приняты следующие параметры прочности: углистые породы — $k = 4,88 \cdot 10^{-2}$ МПа; $\rho = 14^\circ$; аргиллиты — $k = 5,86 \cdot 10^{-2}$ МПа; $\rho = 18,1^\circ$; песчано-глинистые породы — $k = 1,95 \cdot 10^{-2}$ МПа; $\rho = 13,2^\circ$.

Выполненный расчет показывает, что устойчивость прибортового массива в течение $t = 5$ мес. обеспечивается в пределах нормативного запаса устойчивости (рис. 19.16).

Для получения качественной картины изменения параметров предельных откосов в зависимости от времени нагружения борта произведен расчет предельной высоты H_{pp} , предельного угла α_{pp} и коэффициента запаса устойчивости n_{3y} для заданных типов пород (выветрелые аргиллиты, аргиллиты, переслаивание песчано-глинистых пород). Результаты расчетов представлены в табл. 19.11 и 19.12.

Расчет по программе sposb33

Разведочная линия А

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

количество узловых точек

ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ NNN= 5

1 X = -4 Y = 14 nro = 1

2 X = 90 Y = 33 nro = 0

3 X = 112 Y = 40 nro = 0

4 X = 144 Y = 60 nro = 0

5 X = 175 Y = 87 nro = 0

БОРТА NNN1= 10

1 XI = -4 YI = 14 nro1 = 1

2 XI = 0 YI = 20 nro1 = 0

3 XI = 5 YI = 20 nro1 = 0

4 XI = 47 YI = 42 nro1 = 0

5 XI = 57 YI = 42 nro1 = 0

6 XI = 62 YI = 47 nro1 = 0

7 XI = 114 YI = 65 nro1 = 0

8 XI = 123 YI = 65 nro1 = 0

9 XI = 170 YI = 91 nro1 = 0

10 XI = 175 YI = 87 nro1 = 0

КОЛИЧЕСТВО СЛОЕВ n1 = 2

контактов горных пород nk = 1

контакт N 1

количество узловых точек kb = 2 ni = 0

0 40 0

109 40 0

cc = 3.415 ffi = 13.60068 gg = 2.125

1 c = 4.88 cw = 4.88 fi = 14 fiw = 14 g = 2.25 gh = 2.25

2 c = 1.95 cw = 1.95 fi = 13.2 fiw = 13.2 g = 2 gh = 2

yk 1.034655

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.3.У. ПО FI = 1 К.3.У. ПО С = 1

К.3.У. по силам n = 1.034655 ffi = 13.77295 cc = 3.70797

gg = 2.093122 al = 23.87077 h = 77 Б = 53.02054 r = 195.6021 h90 = 0

Рис. 19.16. Сводная ведомость расчета устойчивости борта разреза по разведочной линии А

Таблица 19.11

Результаты определения изменения предельных параметров борта разреза в зависимости от времени его нагружения

| Время нагружения борта | Аргиллиты, $\sigma_{ck} = 11,0 \text{ МПа}$ | | Пересланывание, $\sigma_{ck} = 7,4 \text{ МПа}$ | | Выветр. аргиллиты, $\sigma_{ck} = 2,0 \text{ МПа}$ | |
|------------------------|---|---|---|---|--|--|
| | $H_{np}, \text{м}$ ($\alpha = 35^\circ$) | $a_{np}, \text{градус}$ ($H_{np} = 180 \text{ м}$) | $H_{np}, \text{м}$ ($\alpha = 35^\circ$) | $a_{np}, \text{градус}$ ($H_{np} = 110 \text{ м}$) | $H_{np}, \text{м}$ ($\alpha = 35^\circ$) | $a_{np}, \text{градус}$ ($H_{np} = 27 \text{ м}$) |
| 5 дней | 247,6 | 38,6 | 161,0 | 40,1 | 41,5 | 49,4 |
| 5 мес. | 220,6 | 37,1 | 146,1 | 38,5 | 35,7 | 43,4 |
| 5 лет | 200,7 | 36,1 | 127,9 | 36,7 | 31,5 | 39,3 |
| 50 лет | 180,8 | 35,0 | 111,3 | 35,1 | 27,4 | 35,3 |

Таблица 19.12

Результаты определения коэффициента запаса устойчивости $n_{3,y}$

| Время нагружения борта | Угол откоса борта $\alpha_{np} = 35^\circ$ | | |
|------------------------|--|--------------------------|-------------------------|
| | $H_{np} = 180 \text{ м}$ | $H_{np} = 110 \text{ м}$ | $H_{np} = 27 \text{ м}$ |
| 5 дней | 1,089 | 1,115 | 1,234 |
| 5 мес. | 1,053 | 1,080 | 1,140 |
| 5 лет | 1,026 | 1,039 | 1,069 |
| 50 лет | 1,000 | 1,000 | 1,000 |

Результаты определения изменения коэффициента запаса устойчивости $n_{3,y}$ в зависимости от времени нагружения борта для параметров бортов, соответствующих предельному состоянию откосов при времени нагружения 50 лет, приведены в табл. 19.12.

Изменение параметров предельных откосов во времени составили для предельной высоты H_{np} 1,37 ± 1,51 раза, для предельного угла α_{np} 1,10 ± 1,4 раза, коэффициент запаса устойчивости $n_{3,y}$ изменяется в 1,09 ± 1,23 раза.

Выводы

Приведенные примеры показывают, что имеется достаточно широкий диапазон параметров предельных откосов в зависимости от времени стояния (нагружения), поэтому можно с успехом управлять временной устойчивостью откосов на горных предприятиях.

Полученные результаты исследований могут быть использованы при решении ряда оперативно-технологических задач, например, определении параметров временного внутреннего отвала на заданном участке борта карьера, определении допустимой внешней нагрузки на откос для заданного интервала времени, отработке полезного ископаемого с последующей засыпкой выработанного пространства и другие задачи.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Иванов И.П. Инженерная геология месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1990. — 302 с. :ил.
2. Попов И.И., Шпаков П.С., Поклад Г.Г. Устойчивость породных отвалов. — Алма-Ата: Наука, 1987. — 224 с.
3. Шпаков П.С. Маркшейдерское обоснование геомеханических моделей и разработка численно-аналитических способов расчета устойчивости карьерных откосов: Автореф. дис. д.т.н. — Л., 1988. — 40 с.
4. Шпаков П.С., Попов И.И. Расчет параметров карьерных откосов на основе численно-аналитических методов // Горный журнал. — 1988. — № 1. — С. 26—28.
5. Попов И.И., Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. — Алма-Ата, 1986. — 256 с.
6. Попов И.И., Низаметдинов Ф.К., Окатов Р.П., Долгоносов В.Н. Природные и техногенные основы управления устойчивостью уступов и бортов карьера. — Алматы: «Гылым», 1997. — 215 с.
7. Низаметдинов Ф.К., Осипов М.К., Окатов Р.П. Совершенствование методики натурных испытаний пород на срез // Изв. вузов. Горный журнал. — 1989. — № 1 — С. 6—9.
8. ВНИМИ. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. — Л., 1972. — 163 с.
9. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. — СПб., 1998. — 208 с. (Минтопэнерго РФ, РАН, Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела. Межотраслевой науч. центр ВНИМИ).
10. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1965. — 378 с.
11. Метод обратных расчетов при оценке устойчивости карьерных откосов. — М.: МГТУ, ГИАБ. — 1997. — № 1. — С. 88—92.
12. Поклад Г.Г., Шпаков П.С., Ожигин С.Г. Комплексный подход к обоснованию показателей сопротивления сдвигу пород прибортового массива на основе обратных расчетов оползней // Сб. науч. тр. Серия «Горное дело». — Вып. 2. — Караганда, 1994.
13. Маслов Н.Н. Основы инженерной геологии и механики грунтов. — М.: Высшая школа, 1982. — 511 с.
14. Ильницкая Е.И., Тедер Р.Н., Ватолин Е.С. и др. Свойства горных пород и методы их определения. — М., 1969. — 392 с.
15. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. — Л., 1972. — 312 с.
16. Кендалл М., Стюарт А. Статистические выводы и связи. — Главная редакция физико-математической литературы изд-ва «Наука», 1973. — 900 с.
17. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. — М.: Недра, 1974. — 520 с.
18. Певзнер М.Е. Борьба с деформациями горных пород на карьерах. — М., 1978. — 255 с.
19. Демин А.М. Устойчивость открытых горных выработок и отвалов. — М.: Недра, 1973. — 232 с.
20. Соколовский В.В. Статика супучей среды. — М.: Физматгиз, 1960. — 243 с.
21. Мочалов А.М. Расчет устойчивости откосов плоского профиля в однородной среде // Сборник научных трудов ВНИМИ. — Л., 1976. — № 100. — С. 116—128.
22. ВИОГЕМ. Методические указания по определению предельных параметров откосов отвалов на слабом наклонном основании / В.П. Будков, П.С. Шпаков, Г.Г. Поклад и др. — Белгород, 1986. — 32 с.
23. Временные методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии / Министерство цветной металлургии СССР, Унипромедь. — М., 1989. — 127 с.
24. Попов В.Н. Исследование устойчивости бортов карьеров в трещиноватых породах: Автореф. канд. дис. — М., 1979. — С. 36.
25. Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. — М.: Недра, 1980. — 239 с.
26. Шпаков П.С., Омаров С.Т. Оценка устойчивости карьерных откосов // Сдвижение горных пород и земной поверхности при разработке месторождений полезных ископаемых. — Караганда, 1989. — С. 21—26.
27. Шпаков П.С. Метод обратных расчетов при оценке устойчивости карьерных откосов. — М.: МГТУ, ГИАБ. — 1997. — № 1. — С. 88—92.
28. Шпаков П.С., Поклад Г.Г. Расчет параметров предельного откоса на слабом основании большой мощности // Изв. вузов. Горный журнал. — 1984. — № 4. — С. 35—39.
29. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Рыбалкин Ю.Д. Расчет предельных параметров устойчивых отвалов на слабом наклонном основании // Изв. вузов. Горный журнал. — 1985. — № 7. — С. 35—37.

30. Мочалов А.М., Хаин В.Н. Расчет параметров устойчивых отвалов на наклонном слоистом основании // Сб. науч. тр. / ВНИМИ. — Л., 1974. — № 92. — С. 73—79.
31. Шпаков П.С., Шпакова А.П., Долгоносов В.Н. Пакет прикладных программ по расчету устойчивости откосов на карьерах. — М.: МГТУ, ГИАБ. — 2003. — № 8 — С. 56—59.
32. Ожигин С.Г., Шпаков П.С. Определение сопротивления горных пород сдвигу по результатам съемок оползней с использованием ЭВМ // Рациональное использование недр и рекультивация земель на горных предприятиях. — Караганда: КарГПТИ, 1988. — С. 66—72.
33. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Ожигин С.Г., Долгоносов В.Н. Выбор прочностных показателей пород для расчета параметров устойчивых откосов // Маркшейдерия и недропользование. — 2002. — № 2. — Апрель—июнь. — С. 37—41.
34. Шпаков П.С. Определение показателей прочностных свойств массива / Тезисы докладов 1-й Международной конференции «Проблемы создания экономически чистых и ресурсосберегающих технологий добычи полезных ископаемых и переработка отходов горного производства». — Тула, 1996. — С. 63—66.
35. Анашкин А.И., Шпаков П.С., Парфентьев В.Ф. Обоснование расчетных показателей физико-механических свойств глинистых пород для оценки устойчивости откосов открытых горных выработок // Рациональное использование недр и рекультивация земель, нарушенных горными работами. — Караганда: КарГПТИ, 1983. — С. 66—79.
36. Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Низаметдинов Н.Ф. Исследование прочности горных пород в натурных условиях / Материалы Второй Международной научно-практической конференции «Современное состояние и перспективы развития горнодобывающих отраслей промышленности». — Рудный, 2004. — С. 49.
37. Долгоносов В.Н. Совершенствование способа расчета устойчивости карьерных откосов на слабом наклонном основании: Автoref. канд. дис. — Караганда, 2004. — 28 с.
38. Заруба К., Менцл В. Инженерная геология. — М.: Мир, 1979. — 468 с.
39. ГОСТ 21153.2—84. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии. — М., 1984. — 10 с.
40. ГОСТ 21153.3—85. Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении. — М., 1986. — 14 с.
41. ГОСТ 21153.8—88. Породы горные. Метод определения предела прочности при объемном сжатии. — М., 1988. — 15 с.
42. ГОСТ 21153.0—75—21153.7—75. Породы горные. Методы физических испытаний. — М., 1975. — 35 с.
43. ГОСТ 21153.5—88. Породы горные. Метод определения предела прочности при срезе со сжатием. — М., 1988. — 7 с.
44. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Омаров С.Т. Основы вероятностного способа решения задач устойчивости откосов уступов и бортов карьеров // Освоение месторождений минеральных ресурсов и подземное строительство в сложных гидрогеологических условиях. — Материалы Международного симпозиума. — Том 2. — Белгород, 20—24 мая 1991. — С. 148—156.
45. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Омаров С.Т. Вероятностный способ решения задач устойчивости карьерных откосов // Изв.вузов. Горный журнал. — 1991. — № 6. — С. 45—52.
46. Шпаков П.С., Долгоносов В.Н., Шпакова А.П. Коэффициент запаса устойчивости откоса и уровень риска обрушения / Труды Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы горно-металлургического комплекса Казахстана», посвященной 50-летию Караганда (17—18 сентября 2003 г.). — Караганда, 2003. — С. 151—153.
47. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Омаров С.Т. Необходимый коэффициент запаса устойчивости откосов, зависимость параметров предельных откосов от уровня риска. — М., МГТУ, ГИАБ. — 2002. — № 4 — С. 35—38.
48. ГОСТ 8269.0—97. Щебень и гравий из плотных горных пород и отходов промышленного производства для строительных работ. Методы физико-механических испытаний. — М., 1998. — 52 с.
49. Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Шпакова А.П. Расчет и конструирование откосов бортов карьеров для сложно-структурных месторождений. — М., МГТУ, ГИАБ. — 2005. — № 5. — С. 63—66.
50. ГОСТ 5180—84. Методы лабораторного определения физических характеристик. — М., 1996. — 23 с.
51. ГОСТ 12248—96. Грунты. Методы лабораторного определения характеристик прочности и деформируемости. Официальное издание. МНТКС. — М.: ИПК, Изд-во стандартов, 1997. — 64 с.
52. Арсентьев А.И. Принятие решений о параметрах карьера: Уч. пособие. — ЛГИ, 1982. — 60 с.
53. Шпаков П.С. и др. Разработка научных рекомендаций по параметрам внутренних отвалов на Шубаркольском разрезе. — Караганда, 1995. — 90 с.
54. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Долгоносов В.Н. Разработка научных рекомендаций по параметрам внутренних отвалов на Шубаркольском разрезе. — М., МГТУ, ГИАБ. — 2002. — № 4. — С. 35—38.

55. Шпаков П.С., Долгоносов В.Н., Шпакова А.П. Расчет параметров предельного откоса на слабом наклонном основании численно-аналитическим способом. — М., МГТУ, ГИАБ. — 2003. — № 3.
56. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Долгоносов В.Н. Определение параметров внешних отвалов на Шубаркольском разрезе. — М., МГТУ, ГИАБ. — 1999. — № 6. — С. 235—238.
57. Шпаков П.С., Темирханов К.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б. Автоматизация методов расчета устойчивости карьерных откосов // Маркшейдерия и недропользование. — 2006. — № 1. — С. 47—50.
58. Шпаков П.С., Лягина О.И., Поклад Г.Г. Расчет устойчивости карьерных откосов с учетом напряжений от действия внешних нагрузок // Изв. вузов. Горный журнал. — 1987. — № 5. — С. 37.
59. Шпаков П.С. и др. Разработка научных рекомендаций по параметрам внутренних отвалов на Шубаркольском разрезе. — Караганда, 1995. — 90 с.
60. Шпаков П.С., Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Шпакова А.П. Формирование отвалов внутри карьерного поля и конструирование устойчивых бортов карьеров при доработке месторождения. — М., МГТУ, ГИАБ. — 2005. — № 8. — С. 68—71.
61. Расширенная аннотация «Производство наблюдений и оценка влияния природных и техногенных факторов на устойчивость бортов Николаевского карьера с учетом его реконструкции». — ВНИИцветмет, 2000.
62. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. — Л.: Гипроруда, 1986. — 90 с.
63. Попов И.И., Окатов Р.П., Шпаков П.С. Материалы VI Всесоюзной конференции по механике горных пород. — Напряженно-деформированное состояние и устойчивость скальных склонов и бортов карьеров. — Фрунзе, Илим, 1979. — С. 338—346.
64. Шпаков П.С., Ожигина С.Б., Цай Б.Н., Ожигин С.Г., Шпакова А.П. Численно-аналитический способ расчета устойчивости карьерных откосов с учетом временного фактора. — М., МГТУ, ГИАБ. — 2005. — № 4. — С. 149—154.
65. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Ожигин С.Г., Омаров С.Т. Расчет устойчивости реальных карьерных откосов для геомеханической модели неоднородного массива // Изв. вузов. Горный журнал. — 1991. — № 9. — С. 51—55.
66. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. — М.: Недра, 1979. — 301 с.
67. Кучерявыи Ф.И., Михалюк А.В., Демченко Л.А. Энергия активации и энергоемкость разрушения горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. — 1980. — № 5.
68. Регель В.Р., Слуцкер А.К., Томашевский Э.К. Кинетическая природа прочности твердых тел. — М.: Наука, 1974. — 376 с.
69. Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К., Бондаренко Т.Т. Учет временного и температурного факторов при построении критериев прочности горных пород // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2003. — № 2. — С. 38—42.
70. Справочник. Открытые горные работы / Сост. Трубецкой К.Н., Поташев М.Г. и др. — М.: Горное бюро, 1994.
71. Цветков В.К. Расчет устойчивости откосов и склонов. — Волгоград: Нижне-Волжское кн. издательство, 1979. — 238 с.
72. Федоров И.В. Методы расчета устойчивости склонов и откосов. — М.: Госстройиздат, 1962.
73. Кузьмин В.И., Мининг С.Э., Редькин Г.М. Геометризация и рациональное использование недр. — М.: Недра, 1991. — 319 с.: ил.
74. Половов Б.Д. Решение задач устойчивости откосов в условиях риска // Известия вузов. Горный журнал. — 1981. — № 4. — С. 30—33.
75. Половов Б.Д. Анализ погрешностей методов расчета устойчивости карьерных откосов // Известия вузов. Горный журнал. — 1983. — № 6. — С. 33—38.
76. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. — М.: Недра, 1985. — 248 с.
77. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. — Л.: ВНИМИ, 1971. — 187 с.
78. Туринцев Ю.И., Половов Б.Д., Гордеев В.А. Геомеханические процессы на открытых горных работах. — Свердловск, 1984. — 56 с.
79. Бондарик Б.К. Основы теории изменчивости инженерно-геологических свойств горных пород. — М.: Недра, 1971. — 270 с.
80. Кноринг Л.Д., Деч В.И. Геологу о математике. Советы по практическому применению. — Л.: Недра, 1989. — 208 с.: ил.
81. Мавроди В.Х., Шумака А.И. Теоретические и методические основы математического моделирования пространственных инженерно-геологических границ // Инж. геология. — 1989. — № 5. — с. 92—101.
82. Волков А.М. Решение практических задач геологии на ЭВМ. — М.: Недра, 1990. — 224 с.
83. Ершов В.В. Основы горнопромышленной геологии. — М.: Недра, 1988. — 328 с.: ил.

84. Матусевич А.В. Объемное моделирование геологических объектов на ЭВМ. — М.: Недра, 1988. — 184 с.
85. Шатагин Н.Н., Щеглов В.И. Моделирование месторождений ирудных полей на ЭВМ / Диалоговые системы. — М.: Недра, 1989. — 150 с.: ил.
86. Мироненко В.А., Шестаков В.М. Основы гидромеханики. — М.: Недра, 1974. — 296 с.
87. Оползни. Исследование и укрепление / Под ред. Р. Шустера, Р. Кризека. — М.: Мир, 1981. — 368 с.
88. <http://www.geotek.ru/publications/>
89. ГОСТ 20522—96. Грунты. Методы статистической обработки результатов испытаний. Официальное издание. МНТКС. — М.: ИПК, Изд-во стандартов, 1996. — 23 с.
90. Зенкевич О.К. Метод конечных элементов в технике. — М.: Мир, 1975. — 238 с.
91. Качанов Л.М. Основы теории пластичности. — М.: Наука, 1969. — 420 с.
92. Васильев В.В., Левченко В.И. Технология физико-химического упрочнения горных пород. — М.: Недра, 1991. — 267 с.
93. Кузьмин Е.В. Упрочнение горных пород при подземной добыче руд. — М.: Недра, 1991. — 253 с.
94. Фисенко Г.Л., Ревазов М.А., Галустян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. — М.: Недра, 1974. — 208 с.
95. Временные методические указания по производству контурного взрывания в скальных трещиноватых породах на карьерах. — М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1986. — 24 с.
96. Обеспечение устойчивости бортов карьеров цветной металлургии. Обзорная информация / Попов В.Н., Зобнин В.И., Морозов В.Д. и др. — М.: ЦНИИЦветмет экономики и информации // Горное дело. — Вып. 5. — 1987. — 49 с.
97. Эффективность применения предварительного щелеобразования на моделях и в промышленных экспериментах / Окатов Р.П., Шпаков П.С., Шабурников А.В. и др. // Изв. вузов. Горный журнал. — 1974. — № 11. — С. 30—34.
98. Галустян Э.Л. Погашение уступов на предельном контуре карьера // Горный журнал. — 1982. — № 4. — С. 33—37.
99. Галустян Э.Л. Управление геомеханическими процессами в карьерах. — М.: Недра, 1980. — 237 с.
100. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. — 473 с.
101. Михайлов А.Е. Полевые методы изучения трещин в горных породах. — М.: Госгеолтехиздат, 1956. — 132 с.
102. Куваев Н.Н. Роль трещиноватости в устойчивости откосов и требования к методике ее изучения // Труды ВНИМИ. — Л., 1964. — Сб. 51. — С. 185—195.
103. Ермаков И.И. О влиянии трещиноватости горных пород на устойчивость бортов карьеров // Труды ВНИМИ. — Л., 1964. — Сб. 51. — С. 174—184.
104. Рац М.В., Чернышев С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. — М.: Недра, 1970. — 159 с.
105. Зотеев В.Г., Можаев Л.В., Комаров В.В. Изучение трещиноватости пород железорудных месторождений // Горный журнал. — 1970. — № 3. — С. 54—56.
106. Окатов Р.П., Попов В.Н. Некоторые вопросы учета трещиноватости горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. — 1970. — № 3. — С. 21—23.
107. Чернышев С.Н. Трещиноватость горных пород и ее влияние на устойчивость откосов. — М.: Недра, 1984. — 111 с.
108. Низаметдинов Ф.К. Устойчивость карьерных откосов в слоистой среде с пликативной нарушенностью: Автореф. канд. дис. — Караганда, 1983. — 27 с.
109. Анашкин А.И. Разработка способов расчета устойчивости карьерных откосов в глинистых породах с пликативными поверхностями ослабления: Автореф. канд. дис. — Свердловск, 1986. — 16 с.
110. Ким Д.Н. Исследование влияния структуры на прочность массива пород и параметры бортов карьера: Автореф. канд. дис. — Свердловск, 1970. — 20 с.
111. Попов В.Н., Бойков В.Н. Технология отстройки бортов карьеров. — М.: Недра, 1991. — 252 с.
112. Чухлов Г.И., Маслов В.Н. Методика определения необходимого количества трещин горных пород // Тематический сборник трудов ВИОГЕМа. — Белгород, 1973. — Вып. 18. — С. 192—198.
113. Белоусов В.В. Основные вопросы тектоники. — М.: Госгеолтехиздат, 1962. — 608 с.
114. Бадулин А.П. Исследование устойчивости бортов и уступов карьеров, подсеченных поверхностями ослаблений большой протяженности: Автореф. канд. дис. — Свердловск, 1974. — 190 с.
115. Руппенейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. — М.: Недра, 1975. — 233 с.
116. Машанов А.Ж. Механика массива горных пород. — Алма-Ата: АН Каз. ССР, 1961. — 166 с.

117. Казикаев Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке руд. — М.: 1981. — С. 78—112.
118. Насыпление по эксплуатации гироскопического трещиномера. — Белгород, 1972. — 23 с.
119. Орлов В.П., Бадулин А.П., Балок С.С. Применение стереофотограмметрии для изучения структурных особенностей массива // Методы борьбы с деформациями бортов карьеров. — Сибай, 1972. — С. 203—206.
120. Юнаков Ю.Л. Методические основы решения задач устойчивости откосов на базе системного подхода. Современные технологии освоения минеральных ресурсов // Сб. науч. тр. / Под. общ. ред. В.Е. Кислякова — ГУЦМиЗ. — Красноярск, 2005. — С. 152—159.
121. Юнаков Ю.Л., Самарцев Г.И., Пяткова Э.П. Прогнозирование физико-механических свойств горных пород // В кн.: Механика горных массивов и свойства горных пород. — Караганда: КарПТИ, 1990. — С. 3—6.
122. Инструкция по производству маркшейдерских работ РД 07-603-03. — М.: Научно-технический центр по безопасности в промышленности Горгостехнадзора России, 2003. — 117 с.
123. Методические указания по наземной стереофотограмметрической съемке карьеров с применением современных приборов. — Л.: Изд. ВНИМИ, 1971.
124. Методическое руководство «Стереофотограмметрический способ определения деформаций бортов карьера». — Львов, 1980.
125. Бруевич П.Н. Фотограмметрия. — М.: Недра, 1990. — 285 с.
126. Руководство по наблюдениям за осадками и смещениями инженерных сооружений фотограмметрическими методами. — М.: ГУГК, Недра, 1979. — 128 с.
127. Яковлев П.В., Шаталова Т.П. О применении фотограмметрических методов наблюдений за сдвигением земной поверхности. — М.: ФГУП Гипроцветмет // Маркшейдерский вестник. — 2004. — № 1. — С. 47.
128. Бесчастный Г.К. Оптический высотомер с подвесной афокальной линзой и телескопическим микрометром // Труды ВНИМИ, 1965. — Сб. 57. — С. 273—289.
129. Ильяшенко А.А. Оптический высотомер двойного изображения. — Авт. св. СССР № 330338.
130. Романов Л.А. Нивелир с наклонным лучом визирования НЛ-1. — Сб. реф. ЦНИИГАиК. — 1954. — № 1.
131. Бакланов Е.В. Насадка нивелирная. — Авт. св. СССР № 499493.
132. Бузинов Б.И., Гаврицова О.В., Елисеев В.М., Петухов А.Н. Технологические возможности спутниковых геодезических систем. — М.: ФГУП Гипроцветмет // Маркшейдерский вестник. — 1999. — № 3. — С. 39.
133. Сборник нормативных материалов по маркшейдерскому и геодезическому обеспечению горных работ в угольной отрасли России. — М.: ИПКОН РАН, 1998. — 783 с.
134. Бакланов Е.В. Совершенствование методов высотной съемки при маркшейдерских работах: Автореферат канд. дис. — МГИ, 1978.
135. Инструкция по наблюдениям за сдвигением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений / Разраб. ВНИМИ, ВНИПИ горцветмет. — М.: Недра, 1988. — 112 с.
136. Мухин И.С., Срагович А.И. Построение предельных контуров равноустойчивых откосов. — М.: Изд. АН СССР, 1954. — 24 с.
137. Голушкиевич С.С. Плоская задача теории предельного равновесия сыпучей среды. — М.: Гостехиздат, 1948.
138. Сапожников В.Т., Фисенко Г.Л. Расчет откосов выпуклой формы // Сб. науч. тр. ВНИМИ. — Л., 1958. — № 32. — С. 171—188.
139. Сапожников В.Т. Решение задачи об откосе выпуклого профиля // Сб. науч. тр. ВНИМИ. — Л., 1960. — № 38. — С. 41—53.
140. Сапожников В.Т. Исследование и разработка методов расчета устойчивости бортов карьеров и отвалов в сложных горногеологических условиях: Автореф. д-ра техн. наук. — Л., 1974. — 34 с.
141. Арсентьев А.И., Букин И.Ю., Мироненко В.А. Устойчивость бортов и осушение карьеров: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1982. — с. 165.
142. Фисенко Г.Л., Мироненко В.А. Дренаж карьерных полей. — М.: Недра, 1974.
143. Абрамов С.К., Скирченко О.Б.. Способы, системы и расчеты осушения шахтных и карьерных полей. — М.: Недра, 1968. — 255 с.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|----|
| 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ | 5 |
| 1.1 Общие понятия об открытых горных работах | 6 |
| 1.2. Элементы и терминология | 9 |
| 2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСОВ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ | 16 |
| 2.1. Краткий обзор методов оценки устойчивости карьерных откосов | 17 |
| 2.2. Основные виды и характер деформаций откосов породных отвалов | 34 |
| 2.3. Вероятностные методы оценки устойчивости откосов | 38 |
| 2.4. Физико-механические свойства горных пород и породных контактов и методы их определения | 41 |
| 2.5. Влияние фактора времени на состояние карьерных откосов | 45 |
| 2.6. Инструментальный контроль за состоянием устойчивости прибортовых массивов карьеров..... | 51 |
| 3. ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ РАБОТ ПО РАСЧЕТУ ПАРАМЕТРОВ И УПРАВЛЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТЬЮ БОРТОВ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ | 56 |
| 3.1. Факторы, влияющие на устойчивость карьерных откосов. Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условию устойчивости бортов карьеров | 56 |
| 3.2. Геомеханические модели прибортового массива. Горно-геометрическое моделирование прибортового массива горных пород | 58 |

| | |
|---|-----|
| 3.3. Выбор расчетной модели прибортового массива при оценке устойчивости карьерных откосов..... | 64 |
| 3.3.1. Геомеханические модели прибортового массива | 64 |
| 3.3.2. Анализ расчетной модели прибортового массива | 84 |
| 3.4. Теоретические и методические основы моделирования горно-геологических объектов | 87 |
| 3.4.1. Общие положения | 87 |
| 3.4.2. Формирование математической модели неоднородного массива | 91 |
| 3.4.3. Математическое описание борта карьера и земной поверхности. Описание системы «борт—отвал». Учет внешней нагрузки..... | 96 |
| 3.4.4. Моделирование гидрогеологических условий для учета фильтрационных сил в приоткосном массиве | 101 |
| 3.4.5. Геометрическое моделирование поверхности скольжения и контура оползня..... | 103 |
| 4. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ О ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВАХ ПОРОД. ФИЗИЧЕСКИЕ И УПРУГИЕ СВОЙСТВА. ГИПОТЕЗЫ ПРОЧНОСТИ МАТЕРИАЛА | 107 |
| 4.1. Физико-технические параметры..... | 107 |
| 4.2. Методы лабораторного определения физических характеристик | 112 |
| 4.3. Определение упругих характеристик горных пород ультразвуковым методом | 115 |
| 4.4. Гипотезы прочности материала..... | 118 |
| 4.4.1. Гипотезы максимальных нормальных напряжений..... | 119 |
| 4.4.2. Гипотезы максимальных касательных напряжений | 120 |
| 4.4.3. Энергетические гипотезы прочности | 121 |
| 4.4.4. Специальные гипотезы прочности | 122 |
| 4.4.5. Теория предельного равновесия | 123 |
| 4.4.6. Условия предельного состояния и уравнения равновесия | 124 |
| 4.4.7. Круговая диаграмма напряжений Мора | 126 |
| 4.4.8. Плоские задачи теории предельного равновесия..... | 127 |
| 5. МЕТОДЫ ЛАБОРАТОРНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ПРОЧНОСТИ И ДЕФОРМИРУЕМОСТИ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД | 132 |

| | | | |
|---|------------|---|------------|
| 5.1. Испытания грунта методом одноплоскостного среза..... | 132 | 7.3.1. Теоретические основы реологических исследований | 223 |
| 5.1.1. Проведение консолидированно-дренированного испытания..... | 136 | 7.3.2. Проведение длительных испытаний образцов глинистых пород на стабилометре УСВ-2..... | 227 |
| 5.1.2. Проведение неконсолидированно-недренированного испытания | 138 | | |
| 5.2. Изучение взаимосвязей показателей прочностных свойств глинистых пород | 140 | | |
| 5.3. Обоснование расчетных прочностных характеристик для песчано-глинистых горных пород | 151 | | |
| 5.4. Оценка по методу наименьших квадратов для линейной модели (НК)..... | 156 | | |
| 5.5. Доверительные интервалы и критерии для параметров линейной модели..... | 161 | 8.1. Показатели сопротивления сдвигу глинистых пород на карьерах..... | 237 |
| 5.6. Доверительные интервалы для математического ожидания у | 162 | 8.2. Показатели сопротивления сдвигу скальных пород в отвале | 249 |
| 5.7. Расчет линейной регрессии по несгруппированным данным | 166 | | |
| 6. ЛАБОРАТОРНЫЕ МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД..... | 174 | 9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СОПРОТИВЛЕНИЯ ПОРОД СДВИГУ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ СЪЕМОК ОПОЛЗНЕЙ (МЕТОД ОБРАТНЫХ РАСЧЕТОВ ОПОЛЗНЕЙ)..... | 261 |
| 6.1. Прочностные свойства..... | 175 | 9.1. Метод обратных расчетов при оценке устойчивости карьерных откосов | 261 |
| 6.1.1. Общие положения..... | 175 | 9.2. Инструкция пользования программой SS02..... | 269 |
| 6.1.2. Паспорт прочности..... | 175 | | |
| 6.2. Методика определения механических свойств горных пород..... | 176 | 10. СПОСОБЫ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ В ОДНОРОДНОЙ СРЕДЕ | 282 |
| 6.3. Обоснование расчетных прочностных характеристик горных пород | 186 | 10.1. Расчет устойчивости плоского откоса | 282 |
| 6.4. Статистико-вероятностное обоснование расчётных значений прочностных характеристик скальных горных пород..... | 192 | 10.2. Инструкция пользования программой PREDH | 293 |
| 7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА СТАБИЛОМЕТРАХ..... | 199 | 10.3. Инструкция пользования программой PREDALP | 295 |
| 7.1. Испытания в приборах трехосного сжатия..... | 200 | 10.4. Откос с выпором (расчетная схема 1.3, табл. 3.1)..... | 297 |
| 7.2. Компрессионные испытания грунта | 213 | 10.5. Инструкция пользования программой SPB133 | 305 |
| 7.2.1. Метод компрессионного сжатия | 213 | 10.6. Расчет параметров откосов выпуклого профиля | 310 |
| 7.2.2. Методика компрессионных испытаний..... | 218 | 10.7. Инструкция пользования программой SPBB3 | 321 |
| 7.2.3. Оборудование для испытаний..... | 218 | 10.8. Оценка устойчивости реального борта карьера для однородного массива | 327 |
| 7.3. Изучение реологических свойств глинистых пород..... | 223 | 10.9. Инструкция пользования программой PRED_N | 330 |

| | |
|--|-----|
| 11. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ОТКОСОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ | 363 |
| 11.1. Расчет параметров откосов на слабом наклонном основании малой мощности..... | 363 |
| 11.2. Инструкция пользования программами SPOSN11, SPOSN12 для расчета устойчивости откосов на слабом наклонном основании ограниченной мощности методом многоугольника сил..... | 372 |
| 11.3. Численно-аналитический способ при расчете откосов на слабом наклонном основании..... | 375 |
| 11.4. Численно-аналитический метод (программа SLABOSN) | 383 |
| 11.5. Численно-аналитический метод (программа SPOCH10)..... | 384 |
| 11.6. Зависимости коэффициента запаса устойчивости от ширины призмы возможного обрушения и высоты откоса.... | 386 |
| 11.7. Расчет параметров предельного откоса на слабом основании большой мощности..... | 389 |
| 11.8. Инструкция пользования программой SPB22 | 397 |
| 12. РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ РЕАЛЬНЫХ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ ДЛЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ НЕОДНОРОДНОГО ОТКОСА | 403 |
| 12.1. Инструкция пользования программой SPOSGS35C..... | 411 |
| ПРИМЕР 1. | |
| Расчет устойчивости неоднородного обводненного борта карьера..... | 414 |
| ПРИМЕР 2. | |
| Расчет устойчивости неоднородного обводненного откоса..... | 423 |
| ПРИМЕР 3. | |
| Расчет устойчивости неоднородного подтопленного борта..... | 425 |
| ПРИМЕР 4. | |
| Расчет устойчивости неоднородного подтопленного откоса | 425 |
| ПРИМЕР 5. | |
| Расчет устойчивости неоднородного необводненного борта | 425 |
| ПРИМЕР 6. | |
| Расчет устойчивости неоднородного необводненного откоса | 426 |
| ПРИМЕР 7. | |
| Расчет устойчивости однородного обводненного борта..... | 427 |

| | |
|--|-----|
| ПРИМЕР 8. | |
| Расчет устойчивости однородного обводненного откоса | 427 |
| ПРИМЕР 9. | |
| Расчет устойчивости однородного подтопленного борта | 429 |
| ПРИМЕР 10. | |
| Расчет устойчивости однородного подтопленного откоса..... | 429 |
| ПРИМЕР 11. | |
| Расчет устойчивости однородного необводненного борта | 431 |
| ПРИМЕР 12. | |
| Расчет устойчивости однородного необводненного откоса | 431 |
| ПРИМЕР 13. | |
| Расчет устойчивости откоса (борта) карьера, когда поверхность скольжения фиксированная..... | 431 |
| 13. РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ НАГРУЖЕННЫХ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ | 433 |
| 13.1. Теоретические основы численно-аналитического способа расчета устойчивости нагруженных откосов..... | 433 |
| 13.2. Методика расчета устойчивости откосов, нагруженных отвалами бестранспортной вскрыши и горно-транспортным оборудованием | 441 |
| 13.3. Способ и методика расчёта устойчивости нагруженных откосов при возможности выпора основания | 447 |
| 13.4. Инструкция пользования программой SPSP53 | 455 |
| 14. ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ – СКАЛЬНЫЕ МАССИВЫ..... | 461 |
| 14.1. Изучение структурно-тектонических особенностей (трещиноватости) прибрежных массивов карьеров..... | 461 |
| 14.2. Методы оценки устойчивости откосов уступов и бортов в анизотропном массиве | 480 |
| 14.3. Расчетная схема VII.1 | 481 |
| 14.4. Расчетная схема VII.2 | 482 |
| 14.5. Расчетная схема VII.3 | 484 |
| 14.6. Расчетная схема VII.4 | 484 |
| 14.7. Расчетная схема VII.5 | 486 |
| 14.8. Расчетная схема VII.6 | 486 |
| 14.9. Расчетная схема VII.7 | 488 |

| | | | |
|---|-----|---|-----|
| 15. ВЕРОЯТНОСТНЫЙ СПОСОБ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ | 490 | 17.13. Паспортизация деформаций..... | 591 |
| 15.1. Вероятностный подход к определению устойчивости и предельных параметров откоса | 490 | | |
| 15.2. Коэффициент запаса устойчивости откосов и уровень риска обрушения | 500 | | |
| 15.3. Определение предельных параметров откосов с заданным уровнем риска обрушения | 507 | | |
| 16. ЗАОТКОСКА УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОМ ПОЛОЖЕНИИ. УКРЕПЛЕНИЕ И УПРОЧНЕНИЕ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ НА КАРЬЕРАХ | 515 | | |
| 16.1. Технологические схемы ведения горных работ в приконтурной зоне и при заоткоске уступов в предельном положении | 515 | 18.1. Защита прибортовых массивов от поверхностных вод и дренаж карьерных полей..... | 594 |
| 16.2. Упрочнение прибортовых массивов на карьерах | 525 | 18.2. Защита оснований и поверхностей отвалов | 608 |
| 16.3. Укрепление откосов уступов | 532 | | |
| 17. ДЕФОРМАЦИИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ И ОТВАЛОВ И НАБЛЮДЕНИЯ ЗА НИМИ | 540 | | |
| 17.1. Типы разрушающих деформаций прибортовых массивов горных пород..... | 540 | 19.1. Расчет параметров устойчивого внутреннего отвала, расположенного на слабом наклонном основании (Шубаркольский угольный разрез) | 614 |
| 17.2. Наблюдения за деформациями бортов карьера..... | 543 | 19.2. Расчет устойчивости откосов ярусов внутреннего отвала от действия горно-транспортного оборудования | 623 |
| 17.3. Анализ существующих методов наблюдений за деформациями борта карьера | 544 | 19.3. Расчет параметров внутреннего отвала при бестранспортной технологии отвалообразования с использованием экскаватора ЭШ-10/70 | 625 |
| 17.4. Маркшейдерско-геодезические методы определения деформаций бортов карьеров..... | 547 | 19.4. Расчет параметров внешних отвалов на Шубаркольском разрезе | 627 |
| 17.5. Метод нивелирования двумя отклоненными на постоянные углы визирными лучами..... | 557 | 19.5. Анализ геомеханической обстановки и оценка устойчивости карьерных откосов на разрезе «Шубаркольский»..... | 638 |
| 17.6. Фотограмметрические методы наблюдений за деформациями..... | 561 | 19.6. Формирование отвалов внутри карьерного поля и конструирование устойчивых бортов карьеров при доработке месторождения | 645 |
| 17.7. Наблюдения за деформациями бортов карьеров с использованием спутниковой аппаратуры | 563 | 19.7. Расчет и конструирование откосов бортов карьеров для сложно-структурных месторождений..... | 648 |
| 17.8. Проект организации наблюдений за деформациями бортов карьеров..... | 568 | 19.8. Численно-аналитический способ расчета устойчивости карьерных откосов с учетом временного фактора..... | 655 |
| 17.9. Методика линейных измерений..... | 573 | | |
| 17.10. Методика выполнения высотной съемки | 576 | | |
| 17.11. Методика угловых измерений для боковых реперов | 581 | | |
| 17.12. Организация наблюдений за деформациями бортов карьера | 583 | | |
| | | СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ..... | 666 |

Владислав Николаевич Попов
Петр Сергеевич Шпаков
Юрий Леонидович Юнаков

УПРАВЛЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТЬЮ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *О.И. Сорокина*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *Н.В. Гончарова, И.А. Вершинина*
Дизайн серии *Е.Б. Каправова*
Зав. производством *Н.Д. Уробушкина*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

Подписано в печать 30.06.2008. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».
Печать офсетная. Усл. печ. л. 43,0.
Тираж 3500 экз. Заказ 281

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»

*Оригинал-макет подготовлен в издательстве
«Горная книга»*

Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниевые штампы изготовлены в Первой
Образцовой типографии

Горное образование



119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
Издательство МГГУ, издательство «Горная книга»;
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65



К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И

ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»

можно приобрести:

- ◆ в киоске Издательства МГГУ (м. «Октябрьская»-кольцевая, Ленинский просп., 6, главный корпус, 2-й этаж);
- ◆ заказать через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направлять по адресу:

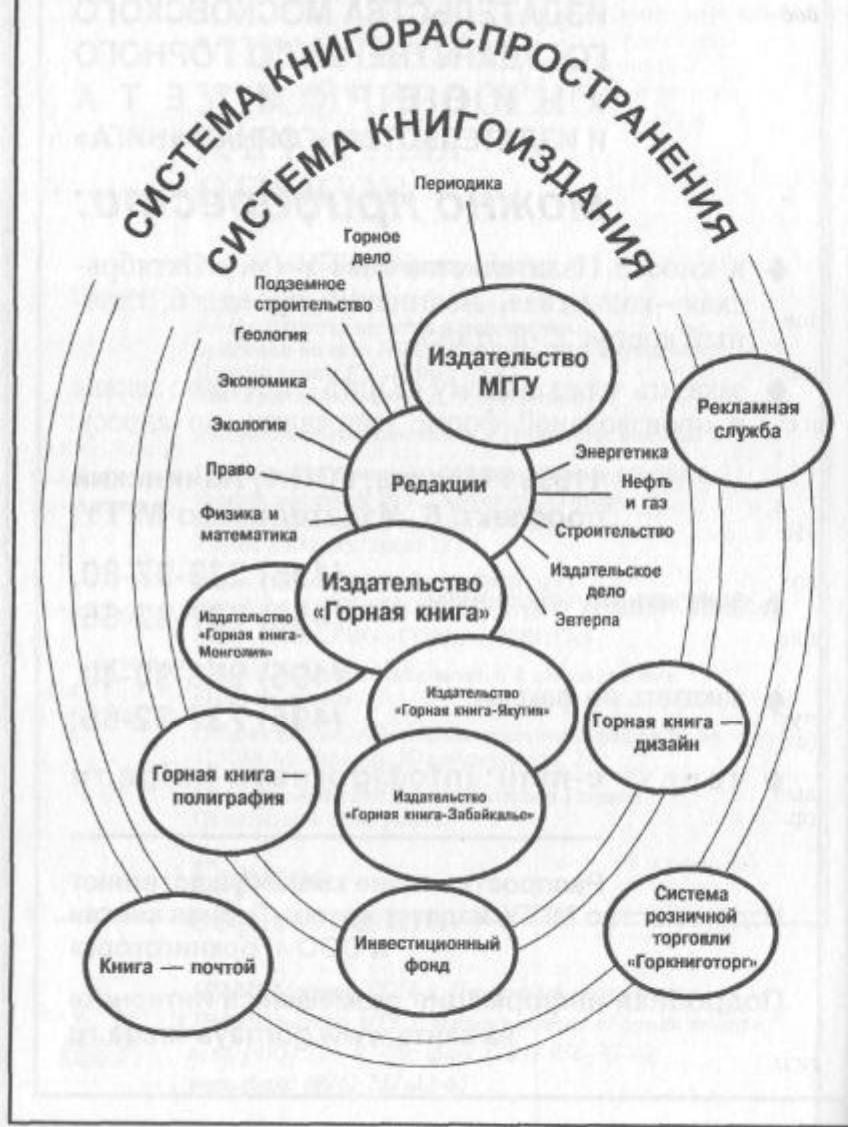
119991 Москва, ГСП-1, Ленинский
проспект, 6, Издательство МГГУ;

- ◆ заказать по телефонам: (495) 236-97-80,
(495) 737-32-65;
- ◆ заказать по факсам: (495) 956-90-40,
(495) 737-32-65;
- ◆ через e-mail: info@gornaya-kniga.ru

Распространение книг осуществляют
Издательство МГГУ, издательство «Горная книга»
и ООО «Горкниготорг»

Подробная информация размещена в Интернете
на сайте www.gornaya-kniga.ru

СТРУКТУРА АССОЦИАЦИИ «МИР ГОРНОЙ КНИГИ»



ГИАБ является ведущим научно-практическим журналом в области горных наук, геологии, экономики добывающих отраслей, высшего горного образования и смежных наук

ГОРНЫЙ ИНФОРМАЦИОННО- АНАЛИТИЧЕСКИЙ БЮЛЛЕТЕНЬ (ГИАБ)

Индекс Роспечати 46466
Индекс Прессы России 20983

ГИАБ внесен в список периодических научных изданий, рекомендуемых ВАК Минобразования и науки России для публикации научных работ соискателей ученой степени доктора наук

Публикуемые в **ГИАБ** материалы содержат:

- ◆ статьи ученых высшей школы, НИИ, зарубежных специалистов, руководителей горных предприятий и инженеров;
- ◆ полные тексты докладов ученых на симпозиумах, конференциях, совещаниях;
- ◆ обзоры по защищенным диссертациям в области горного дела и смежных наук;
- ◆ аннотации и рецензии на новые книги в области горного дела;
- ◆ публицистические, исторические и литературные материалы.

ГИАБ освещает работу семинаров ежегодного симпозиума «Неделя горняка».

Периодичность издания 12 номеров в год. Объем каждого номера 408 страниц.

С 2004 г. **ГИАБ** выпускается в книжном формате, в твердом переплете.

Распространение ГИАБ — преимущественно по подписке.

Возможен предварительный заказ отдельных номеров **ГИАБ**, выпускаемых в текущем году, а также заказ номеров прошлых лет (с 1992 г.).

По заявкам организаций издаются тематические и региональные выпуски **ГИАБ**, препринты (брошюры), являющиеся официальным приложением к бюллетеню.

Подписку и продажу отдельных номеров осуществляет
Издательство МГГУ

Заявки с обратным адресом направляйте по адресу:
119991 Москва,
ГСП-1, Ленинский пр., д. 6,
Издательство МГГУ



По вопросам подписки, получения экземпляров **ГИАБ** и издания отдельных выпусков можно также обращаться по телефонам (495) 236-97-80, 737-32-65; по факсу (495) 956-90-40 или по e-mail: info@gornaya-kniga.ru



В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА

работает

ДЕПОЗИТАРИЙ

Депонированные рукописи
приравниваются государственными
организациями (ВАК, Министерством
образования и науки РФ и др.) к открытым
публикациям

*Справка
о депонировании
выдается в течение
суток*

К депонированию принимают
рукописи по всем аспектам горного дела
и смежным дисциплинам

Депозитарий принимает
к опубликованию работы, которые
по каким-либо причинам не могут быть
напечатаны в журналах и сборниках

*Депонирование
рукописей —
удобный и быстрый
вид публикаций*

По вопросам депонирования обращайтесь
в Издательство МГГУ

*Зав.
депозитарием —
Лариса Алексеевна
Руденко*

119991 Москва, ГСП-1,
Ленинский пр-т, 6, Издательство МГГУ.
Телефон: (495) 236-97-80.
E-mail: info@gornaya-kniga.ru.
www.gornaya-kniga.ru.

ИЗДАТЕЛЬСТВО

МИГУ



ИЗДАТЕЛЬСТВО

«ГОРНАЯ КНИГА»