

**РУКОВОДСТВО ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ И
УСТУПОВ КАРЬЕРОВ, РАЗРЕЗОВ И ОТКОСОВ ОТВАЛОВ**

Оглавление

Введение.....	3
1. Общие положения, термины и определения.....	4
2. Выбор месторождения-аналога.....	11
3. Характеристика прибортового массива горных пород	13
3.1. Анализ и обобщение результатов лабораторных и полевых испытаний горных пород и контактов трещин.....	13
3.2. Критерии разрушения горных пород.....	14
3.3. Определение физико-механических свойств массива горных пород.....	18
4. Обоснование величины коэффициента запаса устойчивости и вероятности обрушения бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов	27
5. Районирование прибортовых массивов	31
6. Методы расчета устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов.....	35
6.1. Общие требования к выполнению расчетов.....	35
6.2. Метод предельного равновесия	38
6.3. Методы численного моделирования.....	57
6.4. Методы физического моделирования.....	59
6.5. Вероятностный метод.....	61
7. Оценка устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов	66
7.1 Оценка устойчивости бортов карьеров и отвалов в трехмерной постановке	66
7.2. Оценка устойчивости откосов, с учетом воздействия статических сил от технологического оборудования и объектов инфраструктуры	69
7.3. Оценка устойчивости обводненных откосов.....	73
7.4. Оценка устойчивости откосов при сейсмических воздействиях.....	80
7.5. Оценка устойчивости бортов карьеров и разрезов, подработанных подземными выработками	82
7.6. Обоснование ширины предохранительных берм	85
8. Расчет устойчивости откосов отвалов	90
Список использованных источников	93
Приложение А – Справочные физико-механические свойства горных пород.....	94
Приложение Б – Физико-механические свойства ЭМ и пример физического моделирования	100

Введение

Настоящее руководство разработано в соответствии с действующими нормативными документами, содержит требования и методы определения параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов.

За последние десятилетия существенно изменились горнотехнические, геомеханические и природно-климатические условия открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых, произошло кардинальное техническое перевооружение открытых горных работ, усовершенствован ряд существующих и предложены новые геотехнологии. В практику вводится все более сложное и разнообразное программное обеспечение с использованием разных критериев разрушений и моделей поведения горных пород, которое, с одной стороны, значительно упрощает подготовку расчетных моделей и сами расчеты, но с другой – требует высокой квалификации специалиста, обязанного понимать физический смысл полученных в результате расчета значений, их соответствие существующим инженерно-геологическим и гидрогеологическим условиям.

Основным документом, устанавливающим требования к выполнению расчетов устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов, являются Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов» (далее – ФНиП).

«Руководство по определению параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов» является второй книгой, в которой приводятся пояснения ФНиП.

При составлении «Руководства» учтен опыт накопившейся за последние десятилетия и включает в себя как уже разработанные ранее и апробированные годами методы и способы, так и новые разработки и международный подходы.

1. Общие положения, термины и определения

1.1. Термины и определения

Берма – при разработке месторождений открытым способом площадка, разделяющая смежные по высоте уступы на бортах карьеров, разрезов и ярусы отвалов.

Борт карьера, разреза – боковая ограничивающая поверхность карьера, разреза, образованная совокупностью откосов уступов и берм.

Бровка уступа – линия пересечения откоса с верхней и нижней бермами. Соответственно различают верхнюю и нижнюю бровки уступа.

Вероятность обрушения (деформации) – качественная или количественная оценка возможности обрушения (деформации) или показатель частоты его проявления.

Геомеханическая модель – это физическая или математическая модель участка недр, описывающая наиболее существенные связи параметров и процессы нагружения и деформирования массива горных пород в соответствии с особенностями геологического строения, формы, структуры и физико-механических свойств массива месторождения и вмещающих пород с учетом закономерностей их изменения в процессе природно-техногенных воздействий.

Домены (участки) – области, в пределах которых массив горных пород по комплексу каких-либо свойств или показателей, определяемых целями районирования, могут быть признаны однородными.

Заоткоска уступа – цикл технологических операций по постановке уступов в конечное положение для придания откосу уступа карьера, разреза заданного угла, обеспечивающего его длительную устойчивость.

Карьер – совокупность горных выработок, образованных при добыче полезных ископаемых открытым способом.

Комбинированная разработка месторождений – разработка месторождения полезных ископаемых с одновременным или последовательным ведением открытых и подземных горных работ.

Контур карьера, разреза – поверхность, образованная откосами уступов и берм.

Коэффициент запаса устойчивости – отношение сумм удерживающих и сдвигающих сил, действующих в откосе.

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

Критерии безопасности – значения количественных и качественных показателей состояния сооружения (объекта) и условий его эксплуатации, соответствующие работоспособному и предаварийному состоянию сооружения (объекта).

Критическая деформация – деформация массива горных пород, приводящая к аварийному состоянию сооружения (объекта).

Месторождение-аналог – месторождение, сходное по петрографии и генезису, которое может использоваться для прогноза горнотехнических условий неизученного месторождения.

Напор, гидростатическое давление воды – высота столба воды, поддерживаемого статическим давлением в определенной точке. Измеряется от уровня подземных вод до площадок скольжения.

Нарушение устойчивости борта (уступа, группы уступов) – разрушение прибортового массива горных пород, захватившее борт (уступ и/или их группу) и проявляющееся в одном из видов деформаций.

Обрушение – отрыв и скоротечное смещение горных пород (блоков, пачек пород), слагающих откос, сопровождающегося дроблением смещающейся части массива.

Оплывина (оплывание) – перенос песчаных частиц подземными водами и осаждение их на участках высачивания, что приводит к выполаживанию откосов.

Оползень – относительно медленное деформирование (смещение) прибортового массива карьера или откосов отвала под действием силы тяжести и/или дополнительных внешних факторов.

Осыпь – разрушение и смещение приповерхностной части откосов.

Отвал – искусственная насыпь на поверхности земли из покрывающих и вмещающих пород, некондиционного и техногенного сырья.

Отвалообразование – процесс размещения вскрышных пород на специально отведенной площади – в отвале, являющийся завершающим звеном в производстве вскрышных работ на карьерах, разрезах.

Откос уступа – наклонная поверхность уступа.

Открытые горные работы – комплекс работ, осуществляемых для добычи полезных ископаемых непосредственно с земной поверхности.

Поверхность ослабления – горно-геологический элемент строения горных пород (слоистость, напластование, сланцеватость, разрывные нарушения, прослои пород со слабым сопротивлением сдвигу и т.д.), являющийся потенциально возможными источником потери устойчивости уступов и бортов карьеров, разрезов.

Поверхность скольжения – поверхность в массиве борта и уступов карьера разреза и отвала, являющаяся геометрическим местом точек максимальных относительных сдвигов горных пород.

Призма возможного обрушения – часть массива горных пород или отвальных масс, заключенная между откосом борта карьера, разреза или отвала и наиболее напряженной поверхностью скольжения.

Приконтурная зона – область массива, определяющая устойчивость борта карьера, разреза. Размер и положение границы приконтурной зоны определяется для каждого месторождения (участка недр) при разработке программы инженерно-геологического изучения массива.

Просадки – вертикальное смещение массива горных пород в результате сжатия, уплотнения или иных видоизменений горных пород, слагающих борт или уступ карьера, разреза и отвала или их основание.

Рабочая зона карьера, разреза – совокупность находящихся в одновременной эксплуатации вскрышных и добычных уступов.

Рабочая площадка уступа – площадка на рабочем уступе, на которой размещается буровое, выемочно-погрузочное и транспортное оборудование.

Разрез – совокупность горных выработок, образованных при добыче угля открытым способом.

Районирование – это определение и геометризация тех или иных доменов в пределах месторождения.

Режим управляемых деформаций – технология отработки уступов или формирования отвалов, допускающая деформации заданных размеров на конкретном участке.

Специализированная организация – юридическое лицо, имеющее опыт и квалифицированных специалистов в области решения поставленной задачи горного дела.

Талик – участок незамерзающей породы среди многолетней мерзлоты, распространяющийся вглубь от поверхности или от слоя сезонного промерзания.

Трехмерная цифровая модель – триангулированное облако точек изображения карьера, разреза и отвала.

Траншея – открытая горная выработка трапециевидной формы (в поперечном сечении), ограниченная снизу подошвой (дном) и с боков наклонными плоскостями: по длине – бортами, по ширине – торцами.

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

Углы сдвижения – внешние относительно выработанного пространства углы наклона линий сдвижения, соединяющих нижнюю границу выработанного пространства с границей зоны опасного влияния горных работ на земной поверхности.

Управление устойчивостью уступов и бортов карьеров, разрезов и отвалов – комплекс мероприятий, направленных на достижение такого состояния пород, при котором обеспечивается безопасное ведение горных работ.

Уровень подземных вод – поверхность воды в массиве, на уровне которой поровое давление равно атмосферному давлению.

Устойчивость горной выработки – способность выработки в течение заданного срока эксплуатации сохранять размеры и форму.

Фильтрационная деформация – деформация массива горных пород, вызываемая воздействием подземных и поверхностных вод. Разделяют на оплывание, выпор, механическую суффозию и фильтрационный вынос вдоль трещин. Оплывание связано с переносом и переотложением грунтовых частиц подземными водами, вытекающими на откос в пределах промежутка высачивания.

Эквивалентные свойства – механические свойства массива горных пород в направлениях поверхностей ослабления с учетом их прерывистости, определенные путем вычисления средневзвешенных свойств между поверхностями ослабления и массивом горных пород.

Эксплуатирующая организация – юридическое лицо, созданное в соответствии с законодательством Российской Федерации, либо его представитель, на правах собственника или по поручению собственника осуществляет строительство и техническую эксплуатацию горного объекта и несет ответственность за обеспечение безопасности работ.

1.2. Приятные обозначения

H – высота откоса;

h – высота уступа;

$H_{уч}$ – высота участка борта (группы уступов);

$H_{г}$ – высота участка борта;

α – угол откоса, град.;

$\alpha_{уч}$ – угол наклона участка борта (группы уступов);

$\alpha_{к.уч}$ – угол наклона конструктивного участка борта;

$\alpha_{г}$ – угол наклона борта;

B_{np} – ширина предохранительной бермы
 $B_{тр}$ – ширина транспортной бермы
 P – вес блока, мН;
 l – средний размер элементарного структурного блока массива, ограниченного трещинами, м;
 μ_i – угол наклона основания блока, град.;
 P_i^B – вес «свободной» (находящейся выше линии откоса) воды в пределах блока, мН;
 D_i – сила гидростатического давления, мН;
 $H_{i,i+1}, H_{i,i-1}$ – напор на гранях блоков, мН;
 l_i – длина основания блока, м;
 γ – плотность горной породы, мН/м³;
 γ_w – плотность воды, мН/м³;
 ΔP – удельная нагрузка от оборудования, МПа;
 $P_{об}$ – общий вес оборудования/сооружения, мН;
 a – среднее расстояние между опорами, м;
 b – расстояние от края оборудования/сооружения до верхней бровки, м; Q_i – сейсмическая сила, мН;
 ξ_i – угол между поверхностью скольжения и направлением сейсмической силы, измеренный в вертикальной плоскости, град.;
 K_0 – коэффициент, учитывающий назначение сооружения и его ответственность;
 K_1 – коэффициент, учитывающий допускаемые повреждения зданий и сооружений;
 k_c – коэффициент сейсмичности, который представляет собой значения ускорения колебаний в долях g ;
 M – магнитуда;
 I – интенсивность землетрясения в баллах;
 A – дополнительные удерживающие силы, мН;
 B – дополнительные сдвигающие силы, мН.
 v – коэффициент вариации;
 $X_{ср}$ – среднее значение;
 τ – сдвигающее напряжение, МПа;
 σ – нормально напряжение, МПа;
 $\varphi, \varphi_m, \varphi_z, \varphi'$ – угол внутреннего трения образца горных пород, угол внутреннего трения массива, эквивалентный угол внутреннего трения, угол трения по поверхности ослабления;

C, C_m, C_s, C' – сцепление в образце горных пород, сцепление в массиве горных пород, эквивалентное сцепление, сцепление по поверхности ослабления;

E_0 – модуль деформации в массиве;

GSI (Geological Strength Index) – геологический индекс прочности;

D – фактор нарушенности;

$k_{раз}$ – коэффициент размягчаемости;

n – коэффициент запаса устойчивости;

λ – коэффициент структурного ослабления;

λ_1 – понижающий коэффициент в зависимости от условий взрывания;

H_{90} – высота вертикальной трещины отрыва, м;

ε – угол между направлением наибольшего главного напряжения и площадкой скольжения, $45-\varphi/2$;

BO – вероятность обрушения.

1.3. Настоящее руководство регламентирует методы и способы оценки устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов на всех этапах освоения месторождений и предназначено для организаций, осуществляющих проектирование, строительство, эксплуатацию и сопровождение карьеров.

1.4. Приведенные в Руководстве методики и способы расчета носят рекомендательный характер. Все особенности выполнения работ по геомеханическому обоснованию параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов согласовываются между Недропользователем и специализированной организацией и при этом должны удовлетворять Федеральным нормам и правилам в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов» (далее – ФНиП).

1.5. Концепция обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов представлена на рисунке 1.1. В настоящем руководстве рассматривается часть, выделенная синим цветом.

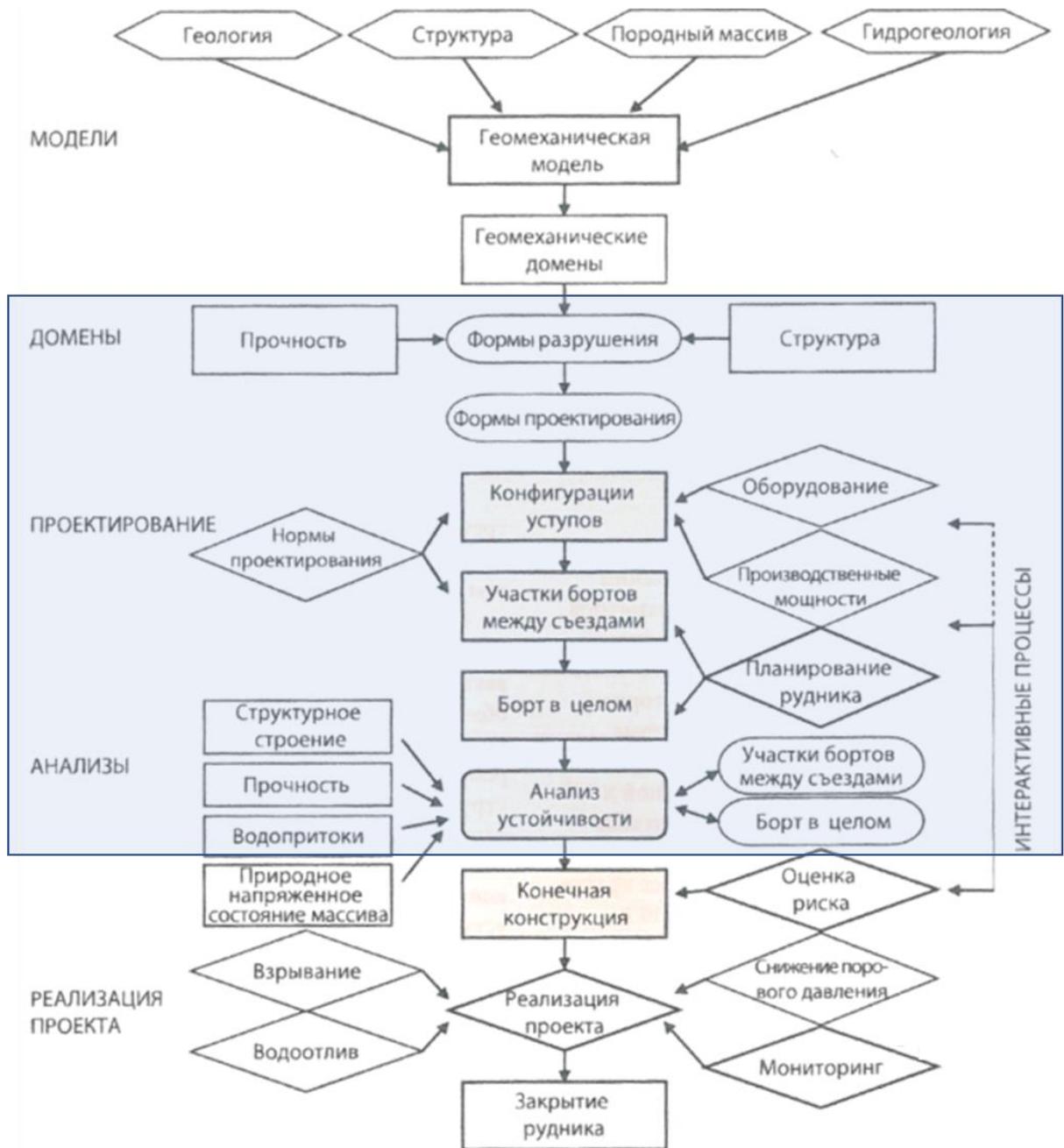


Рисунок 1.1 – Концепция обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов

2. Выбор месторождения-аналога

2.1. Метод аналогий является приблизительным и используется на этапе предварительной разведки месторождений. На стадиях детальной разведки, а также доразведки участков месторождений данный метод допускается применять только в качестве вспомогательного.

2.2. Основные требования к аналогии:

а) аналогия может проводиться как по одному, так и по ряду признаков. Чем больше признаков, тем вероятнее аналогия;

б) аналогия должна выполняться по существу, а не по формальному признаку;

в) необходимо разделять признаки по значимости (по весу). Различия в наиболее значимых признаках, но сходимость в признаках с малым весом может указывать на некорректность аналогии;

г) признаки должны быть наиболее разнообразными и разносторонними;

д) сопоставляться должны одни и те же признаки;

е) при переносе того или иного параметра с изученного месторождения на изучаемое следует оценивать общую его связь с рядом основных признаков.

2.3. Для аналогии могут использоваться следующие признаки:

а) региональное положение: древняя или молодая платформа, активные складчатые пояса или пассивные окраины;

б) условия образования месторождения: эндогенные, экзогенные и метаморфогенные;

в) тип полезного ископаемого: рудные (руды чёрных, цветных и благородных металлов), нерудные (месторождения алмазов, строительные материалы и камни и др.), горючие (уголь, торф, сланцы и др.) полезные ископаемые, горно-химическое сырьё (апатит, фосфаты и др.);

г) промышленный тип: механизм формирования и генетический тип происхождения месторождения;

д) петрографический и минералогический состав горных пород: тип пород, включения и примеси, контрастность (разнородность/разнообразие) видов горных пород в прибортовом массиве;

е) структурный этаж и возраст горных пород: комплекс геолого-структурных подразделений, время образования горных пород;

ж) интенсивность тектонических структур: форма и элементы залегания горных пород, напряженность массива, направление напряжений в массиве;

з) интенсивность проявления процессов разуплотнения и выветривания горных пород;

и) гидрогеологические условия: условия формирования подземных вод, число и мощность водоносных горизонтов, граничные условия;

к) форма и размеры месторождения;

л) климатические условия: арктический, субарктический, резко континентальный и т.д.;

м) распространение многолетнемерзлых пород (островное, прерывистое, сплошное), температура толщи, наличие таликов;

н) развитость инфраструктуры: возможность использования и обеспечения месторождения современными технологиями и разработками.

При выборе аналогии могут быть использованы с различной детальностью иные признаки, не приведенные выше.

3. Характеристика прибортового массива горных пород

3.1. Анализ и обобщение результатов лабораторных и полевых испытаний горных пород и контактов трещин

3.1.1 Анализ, систематизация и уточнение физико-механических свойств горных пород и контактов трещин осуществляется по мере освоения месторождения как специализированными организациями, так и специалистами предприятия.

Обобщению подлежат все данные и исследования, полученные в результате лабораторных и полевых испытаний, выполненных на месторождении.

При определении физико-механических свойств горных пород следует руководствоваться действующими на момент выполнения лабораторных или натурных испытаний нормативными документами Российской Федерации, при их отсутствии – международными стандартами.

3.1.2 При применении специальных геомеханических моделей и уточнения особенностей поведения горных пород для конкретных условий допустимо проводить нестандартные испытания в соответствии с разработанной программой работ, результаты которых могут быть приняты в качестве исходных данных для расчетов.

3.1.3 При выборе лабораторных и полевых методов определения физико-механических свойств горных пород предпочтение следует отдавать результатам, которые являются наиболее представительными и наиболее полно учитывающими особенности поведения горных пород в прибортовом массиве.

3.1.4 Наибольшее внимание следует уделять показателям горных пород и контактам трещин, которые используются непосредственно в расчетах: плотность, сцепление, угол внутреннего трения, прочность на одноосное сжатие и растяжения, а также трехосное сжатие. Физические свойства горных пород позволяют более полно оценить состояние и особенности горных пород и установить корреляционные зависимости между различными показателями.

3.1.5 Допускается для уточнения физико-механических свойств горных пород использовать экспресс-методы и методы неразрушающего контроля.

3.1.6 При использовании методов неразрушающего контроля необходимо производить калибровку измеряемых показателей относительно изучаемого параметра.

3.1.7 Анализ физико-механических свойств горных пород и их контактов зависит от полноты и качества исходных данных.

3.1.8 Общие предложения по анализу физико-механических свойств горных пород и их контактов:

– анализ физико-механических свойств горных пород следует производить от общего к частному;

– анализ данных проводить для частных значений физико-механических свойств горных пород;

– физико-механические свойства горных пород при достаточном количестве испытаний (не менее 10) и нормальном распределении следует разделять по разновидностям с определением их коэффициента вариаций:

Среднеарифметическое значение	Среднеквадратическое отклонение	Коэффициент вариации
$X_{cp} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i;$	$S = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (X_{cp} - X_i)^2};$	$v = \frac{S}{X_{cp}}.$

(3.1)

3.1.9 При наличии прочностных свойств горных пород или их контактов, полученных различными методами, как для одного типа горной породы, так и объединенных в единый расчетный элемент допускается строить обобщенный паспорт прочности и, исходя из него, принимать необходимые свойства.

3.1.10 Сцепление и угол внутреннего трения (в том числе для показателей по поверхностям ослабления) могут быть определены, исходя из предельной огибающей паспорта прочности горных пород (или обобщенного паспорта прочности), представленной линейной или кусочно-линейной функцией:

- методом среза со сжатие или методом одноплоскостного среза;
- путем пересчета через одноосное сжатие и растяжение;
- из обобщенного паспорта прочности, основанного на результатах испытаний на одноосное сжатие и растяжение, и трехосное сжатие.

Для расчетов допускается использовать полный паспорт прочности без определения конкретных значений.

При одновременном наличии результатов лабораторных и полевых испытаний должен производиться совместный их анализ.

3.2. Критерии разрушения горных пород

3.2.1 При расчетах устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов для описания предельного состояния горных породы используют критерии разрушения. Основным критерием разрушения является линейный критерий Кулон-Мора:

$$\begin{aligned} \tau &= \sigma \operatorname{tg} \varphi + C; \\ \tau &= \sigma \operatorname{tg} \varphi' + C', \end{aligned} \tag{3.2}$$

где: τ – касательное напряжение; σ – нормальное напряжение; φ , C – угол внутреннего трения и сцепление горной породы; φ' , C' – угол трения и сцепление по поверхности ослабления.

3.2.2 Критерий разрушения Кулон-Мора предполагает использование линейной аппроксимации предельной огибающей паспорта прочности горных пород (рис. 3.1).

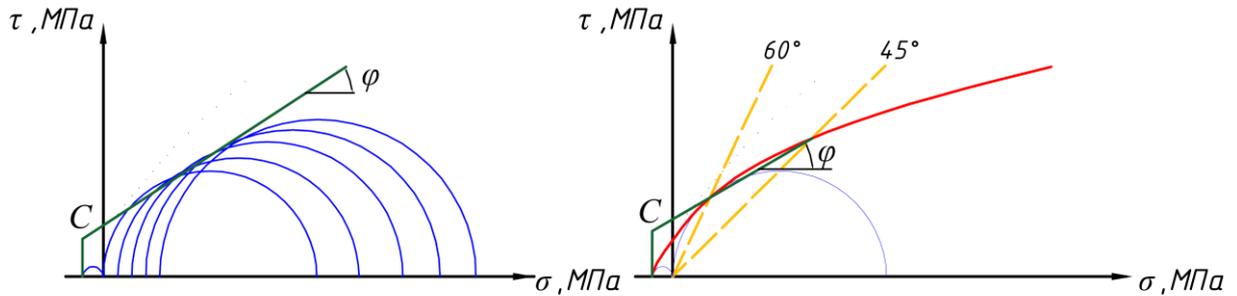


Рисунок 3.1 – Линейная аппроксимация результатов лабораторных испытаний горных пород (критерий Кулона-Мора)

3.2.3 Предельное состояние горных пород по поверхностям ослабления допускается характеризовать на паспорте прочности линейной аппроксимацией.

3.2.4 Нелинейные критерии прочности массива применяются по решению специализированной организации.

3.2.5 Для оценки устойчивости откосов в скальных массивах используется нелинейный критерий разрушения Хука-Брауна (Hoek and Brown) (рис. 3.2).

3.2.6 Обобщенный критерий разрушения Хука-Брауна (Generalized Hoek-Brown Criterion) [1]:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (3.3)$$

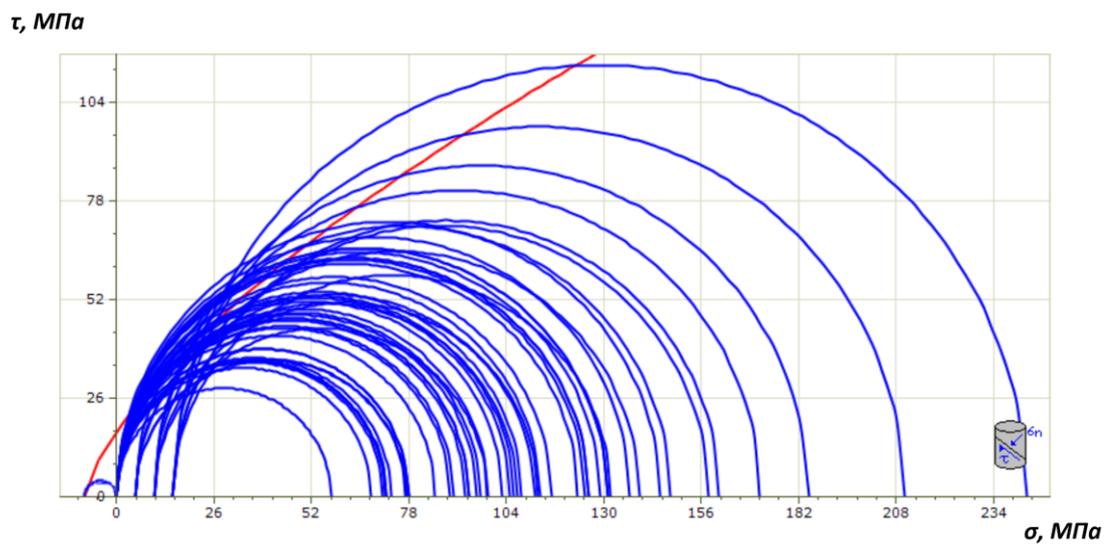
где: m_b – пониженная константа массива пород, определяется по формуле:

$$m_b = m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right); \quad (3.4)$$

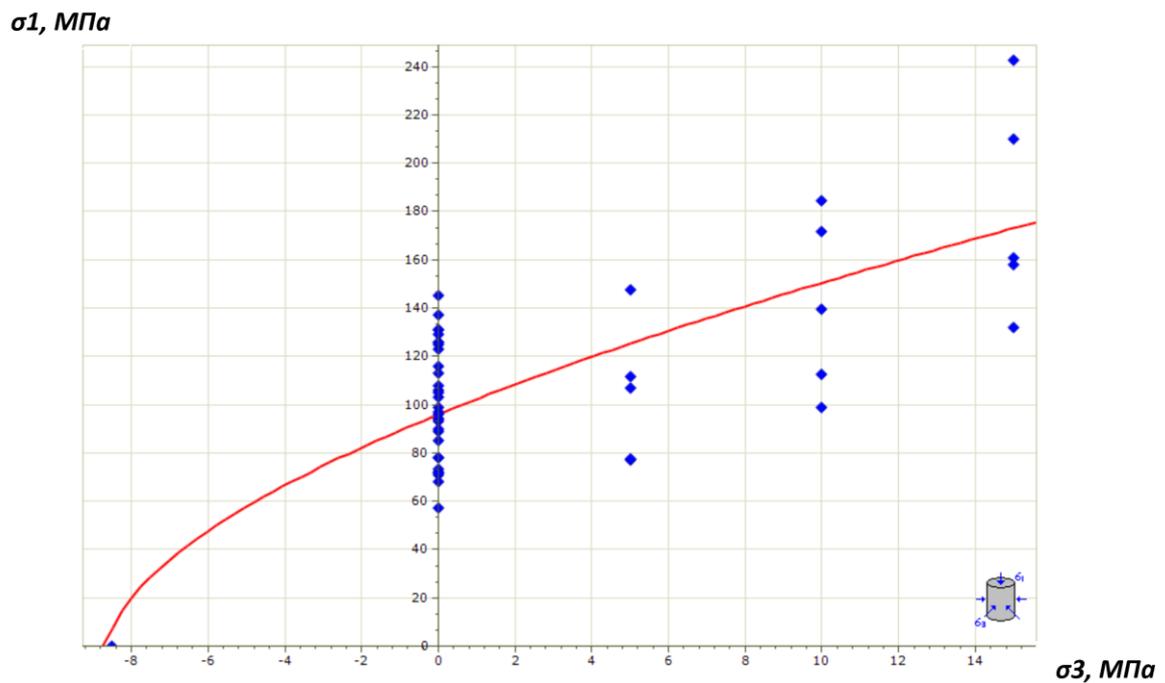
m_i – константа ненарушенных пород; s и a – константы пород, вычисляемые по формулам:

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right); \quad a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{-20I}{3}} \right), \quad (3.5)$$

где: GSI (Geological Strength Index) – геологический индекс прочности; D – фактор нарушения пород взрывными работами. Фактор D изменяется от 0 – ненарушенные взрывными работами породы, до 1 – очень сильно нарушенные взрывными работами.



а) паспорт прочности в координатах нормальных и касательных напряжений (σ , τ),



б) паспорт прочности в координатах главных напряжений (σ_1 , σ_3)

Рисунок 3.2 – Нелинейная аппроксимация результатов лабораторных испытаний горных пород (критерий Хука-Брауна)

3.2.7 Для выбора фактора D используют рекомендации Хука, разработанные в 2018 году [2], таблица 3.1.

Таблица 3.1 – Определение фактора нарушенности D взрывными работами

Внешний вид массива	Описание воздействия на массив	Предлагаемое значение D
	<p>Малый масштаб взрывных работ в инженерном строительстве приводит к незначительным повреждениям массива, особенно при использовании предварительного щелеобразования, как показано на левой стороне снимка. Однако, разгрузка напряжений может привести к некоторым нарушениям</p>	<p>$D = 0,5$ при успешном применении заоткосных мероприятий</p> <p>$D = 1,0$ Взрывание рыхления</p>
	<p>В некоторых массивах слабых пород открытые горные работы, проводимые механической экскавацией, могут приводить к меньшим повреждениям.</p> <p>Крупные взрывы на больших карьерах приводят к значительным нарушениям массивов; также наблюдаются нарушения массива от разгрузки напряжений при удалении пород вскрыши</p>	<p>$D = 0,7$ Для механической выемки при сниженном воздействии напряжений</p> <p>$D = 1,0$ для взрывания рыхления (может быть применен метод рейтинговой оценки)</p>

3.2.8 Индекс геологической прочности GSI используется только для скальных и трещиноватых пород и определяется на основании результатов описания массива. При использовании GSI для расчетов устойчивости откосов в скальных массивах необходимо учитывать, что основное предположение критерия Хука-Брауна для оценки механических свойств горных массивов заключается в том, что деформация и максимальная прочность определяются скольжением и вращением неповрежденных блоков породы, определяемых пересекающимися системами нарушений. Предполагается, что существует несколько наборов нарушений и они достаточно близко расположены относительно размера рассматриваемой структуры. В этом случае массив пород допускается считать однородным и изотропным. Таким образом, при использовании GSI необходимо учитывать масштаб рассматриваемого объекта (рис. 3.3).

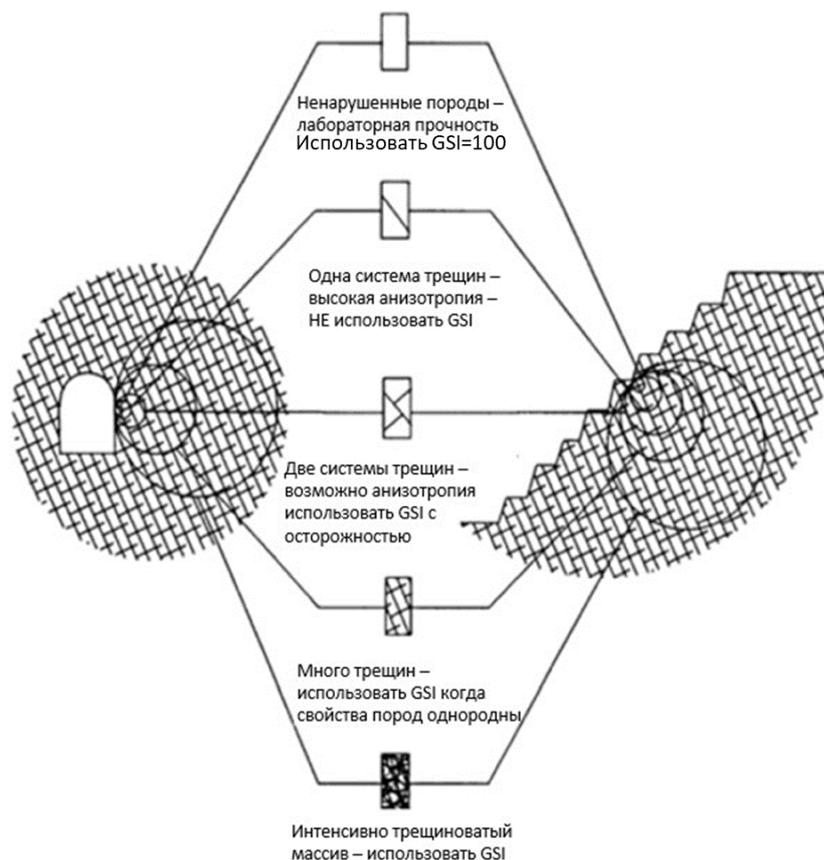


Рисунок 3.3 – Границы применения параметра *GSI*

3.3. Определение физико-механических свойств массива горных пород

3.3.1. Для расчетов устойчивости бортов и участков карьеров, разрезов в качестве исходных данных должны использоваться физико-механические свойства горных пород, характеризующие горный массив.

3.3.2. Определение свойств массива горных пород и поверхностей ослабления выполняется лабораторными или натурными испытаниями, обратными расчетами, с использованием эмпирических формул, по аналогии и/или с использованием справочных данных. Для расчетов устойчивости бортов и уступов в качестве исходных данных принимаются среднестатистические значения.

3.3.3. При оценке устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов методами предельного равновесия с использованием критерия разрушения Кулона-Мора применяются свойства: плотность ρ , сцепление C_m и угол внутреннего трения φ массива, а также сцепление и угол трения по поверхностям ослабления C' , φ' . Параметры нелинейных критериев разрушения определяются паспортом прочности, представленным графиком зависимости нормальных и касательных напряжений в плоском или объемном напряженно-деформированном состоянии. При численном моделировании дополнительно используются деформационные характеристики.

3.3.4. На этапе предпроектных работ физико-механические свойства горных пород допустимо принимать по методу аналогий и/или использовать справочные данные. На других этапах освоения месторождений метод аналогий используется только для определения прочностных свойств нарушений различных рангов.

Справочные данные приведены в приложении А.

3.3.5. Для пород со сцеплением в образце более 0,4 МПа (прочность на сжатие приблизительно более 1 МПа) необходим переход от свойств образца к свойствам массива горных пород.

3.3.6. При использовании критерия разрушения Кулон-Мора допускается, что угол внутреннего трения (или угол трения для поверхностей ослабления), а также коэффициент Пуассона/поперечной деформации, полученные в лабораторных условиях, могут характеризовать массив горных пород. Такие показатели как сцепление, прочность на одноосное сжатие и растяжение, а также модуль упругости/деформации характеризуют свойства в породном образце и для описания массива они должны быть скорректированы путем введения коэффициентов структурного ослабления или использования рейтинговых классификаций.

3.3.7. Величина сцепления в массиве трещиноватых горных пород определяется по формуле:

$$C_m = \frac{C_o - C'}{1 + a \ln \frac{H}{l}} + C, \quad (3.6)$$

где: C_o – сцепление в образце, МПа; C' – сцепление по контактам, определяемое результатам лабораторных и/или натуральных испытаний, обратных расчетов, МПа; H – высота приборного массива, м; l – средний размер элементарного структурного блока массива, ограниченного трещинами, м; a – коэффициент, зависящий от прочности породы в монолитном образце и степени и характера трещиноватости (таблица 3.2).

Таблица 3.2 – Значения коэффициента «а» для различных пород

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

3.3.8. Для размягчаемых пород (коэффициент размягчаемости $\kappa_{раз} < 0,75$): на этапах проектирования, эксплуатации и реконструкции необходимо дополнительно определять прочностные свойства горных пород в водонасыщенном состоянии.

3.3.9. Полученный в результате лабораторных испытаний коэффициент размягчаемости вводится в сцепление в массиве для данной породы:

$$C'_m = C_m \kappa_{раз}. \quad (3.7)$$

3.3.10. Сцепление C и угол внутреннего трения φ в массиве горных пород могут быть получены с использованием критерия разрушения Хука-Брауна:

$$\varphi = \sin^{-1} \left[\frac{6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad (3.8)$$

$$C = \frac{\sigma'_{ci} [(1+2a)s + (1-a)m_b \sigma'_{3n}] (s + m_b \sigma'_{3n})}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + (6am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}) / ((1+a)(2+a))}}$$

где: H – высота анализируемого борта карьера,

$$\sigma'_{3n} = \sigma'_{3max} / \sigma'_{ci}; \quad (3.9)$$

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{ст}} = 0,72 \left(\frac{\sigma'_{ст}}{\gamma H} \right)^{-0,91}; \quad (3.10)$$

$$\sigma'_{ст} = \sigma'_{ci} \frac{(m_b + 4s - a(m_b - 8s)) \left(\frac{m_b}{4} + s \right)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)}. \quad (3.11)$$

3.3.11. На основании натуральных испытаний путем среза призм либо испытаний штампами определяются прочностные и деформационные свойства горных пород, а также прочностные свойства по поверхностям ослабления.

3.3.12. Прочностные и деформационные свойства горных пород могут быть определены на основании обратных расчетов. Под обратными расчетами понимается моделирование условий, соответствующих фактическому состоянию откосов. Обратные расчеты могут выполняться с использованием детерминированных и вероятностных способов методами предельного равновесия и численного моделирования следующим образом:

- определение прочностных и деформационных свойств горных пород и контактов трещин на момент возникновения обрушения или оползня;
- калибровка прочностных и деформационных свойств горных пород и контактов трещин по фактическим обнажениям.

3.3.13. Методы предельного равновесия наиболее используются для определения прочностных свойств горных пород и контактов трещин, численное моделирование для уточнения прочностных и деформационных свойств горных пород.

3.3.14. Для определения прочностных свойств горных пород и контактов трещин на момент возникновения обрушения или оползня применяются следующие подходы:

Первый подход. Данный подход применим как на примере единичной, так и на примере нескольких деформаций. На основании результатов лабораторных определений плотности и угла внутреннего трения (угол трения для контактов горных пород) определяется значение сцепления при коэффициенте запаса равным единице, что характеризует откос в предельном состоянии.

Второй подход. Данный подход используется при наличии нескольких деформаций. Из результатов лабораторных испытаний принимается плотность, а прочностные свойства определяются путем нахождения сочетания углов внутреннего трения (угол трения по контактам горных пород) и сцепления, при которых откос перейдет в предельное состояние и коэффициент запаса будет равен единице. Пересечение линий сочетаний прочностных свойств горных пород (контактов) характеризуют наиболее вероятный диапазон их значений. Пример приведен на рисунке 3.4.

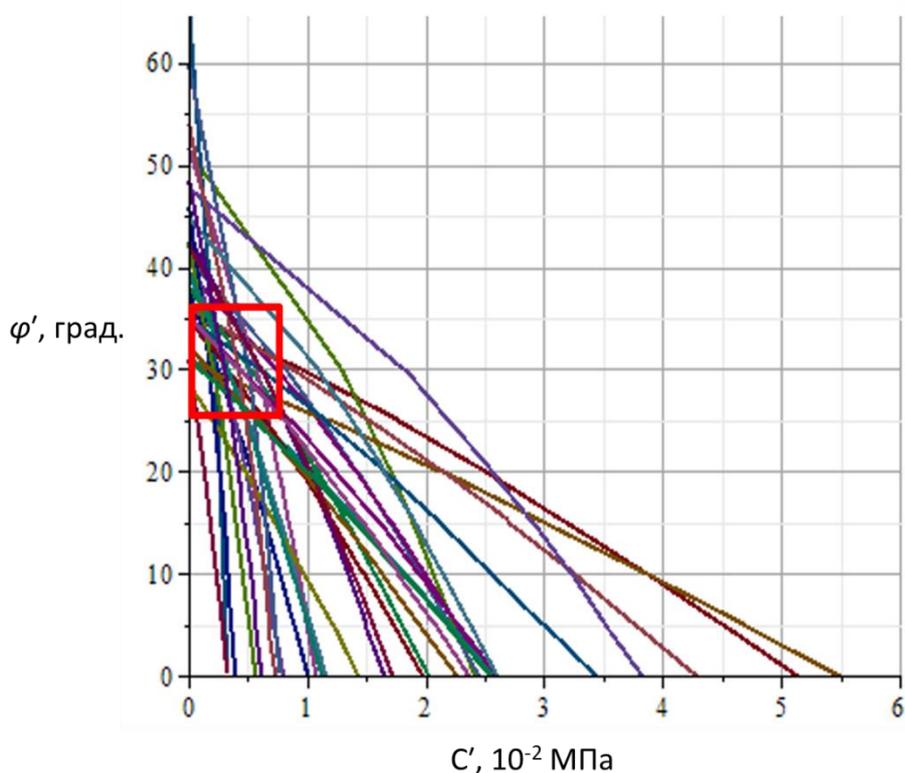


Рисунок 3.4 – Определение прочностных свойств контактов горных пород путем выполнения обратного расчета на примере нескольких деформаций

3.3.15. Определение прочностных свойств контактов горных пород рекомендуется выполнять с учетом петрографической разности пород.

3.3.16. Ограничения использования обратных расчетов при определении прочностных свойств горных пород и контактов трещин на момент возникновения обрушения или оползня:

- не применимы на этапе проектирования карьера;
- при определении интегральных свойств, включающих всевозможные негативные воздействия (взрывные работы, различные литологические разности, масштабный эффект и др.);
- ограниченность распространения полученных свойств за пределы зоны деформации.

3.3.17. Деформации имеют локальное распространение, поэтому использование прочностных свойств горных пород, полученных обратным расчетом на момент возникновения обрушения или оползня, на все месторождение приводит к противоречию с фактическими условиями. В связи с этим калибровка прочностных свойств горных пород по естественным обнажениям позволяет уменьшить недостатки обратных расчетов.

3.3.18. Калибровка исходных данных осуществляется следующим образом:

- в качестве расчетных примеров анализируются откосы с максимальными параметрами (угол и высота);
- производится визуальное обследование фактических обнажений (либо с использованием аэрофотосъемки или других методов) на предмет раскрытия трещин и просадок.
- в случае если на протяженном участке не выявлены признаки деформирования откосов, допускается принимать, что откосы имеют коэффициент запаса не менее $1,2 \div 1,3$;
- угол внутреннего трения (угол трения для поверхностей ослабления) и плотность горных пород принимаются на основании лабораторных испытаний,
- принимается наиболее вероятный механизм разрушения откоса;
- выполняется калибровка величины сцепления с приведенными выше допущениями;
- в качестве основного варианта принимается среднее значение сцепления, полученное на основании не менее чем 6 примеров.

3.3.19. Проведение обратных расчетов для уточнения деформационных свойств горных пород являются сложными и неоднозначными и могут быть также приближенно выполнены с некоторыми допущениями:

– коэффициент Пуассона/коэффициент поперечной деформации принимается на основании лабораторных испытаний, а прочностные свойства определяются любым из возможных способов.

– калибруемым показателем является модуль упругости/ модуль деформации;

– модуль упругости/модуль деформации калибруется по наблюдаемым смещениям на основании инструментальных измерений.

3.3.20. В качестве приближенного подхода для определения модуля деформации в изотропном массиве, приведенного к конкретной стадии деформирования откоса, допускается использовать следующую формулу:

$$E_{пр} = E_0(4,3n - 4,5), \quad (3.12)$$

где: E_0 – модуль деформации в массиве, n – коэффициент запаса устойчивости.

Данная формула справедлива при коэффициентах запаса устойчивости от 1,08 до 1,25.

3.3.21. Детальность выполнения обратных расчетов и калибровки исходных данных определяется техническим специалистом.

3.3.22. Прочностные и деформационные свойства горных пород допускается определять на основании физического моделирования на эквивалентных материалах с привлечением специализированных организаций. Путем изучения условий месторождения производится моделирование реальной структуры массива с использованием критериев подобия. При моделировании должны быть учтены наиболее важные факторы, оказывающие влияние на свойства массива.

3.3.23. Для контроля и оценки рисков применения свойств массива горных пород, полученных в ходе физического моделирования на эквивалентных материалах, необходимо их дополнительно сопоставлять с эмпирическими методами.

3.3.24. При наличии в прибортовом массиве петрографических разностей и/или применении ручных методов допускается использовать средневзвешенные физико-механические свойства горных пород по наиболее напряженной поверхности скольжения несовпадающей с поверхностью ослабления массива:

$$\begin{aligned} C_{ср. \text{ в3в}} &= \frac{C_1 l_1 + C_2 l_2 + \dots + C_n l_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n}; \\ tg\varphi_{ср. \text{ в3в}} &= \frac{tg\varphi_1 l_1 + tg\varphi_2 l_2 + \dots + tg\varphi_n l_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n}; \\ \gamma_{ср. \text{ в3в}} &= \frac{\gamma_1 S_1 + \gamma_2 S_2 + \dots + \gamma_n S_n}{S_1 + S_2 + \dots + S_n}, \end{aligned} \quad (3.13)$$

где: C_i – сцепление конкретного вида горной породы, т/м², кПа, МПа; $tg\varphi_i$ – угол внутреннего трения конкретного вида горной пород, град.; γ_i – плотность конкретного вида горной пород т/м³, кН/м³; l_i – длина участка наиболее напряженной поверхности скольжения в пределах каждой разновидности пород, имеющей соответствующие C , φ ; S_i – объем пород различных петрографических разностей по вертикали на рассматриваемом участке наиболее напряженной поверхности, м².

3.3.25. Модуль деформации массива горных пород определяется по формуле [2]:

$$E_M = E \left\{ 0,02 + \frac{1 - 0,5D}{1 + \exp[(60 + 15D - GSI)/11]} \right\}, \quad (3.14)$$

где: E – модуль деформации в образце, МПа.

При отсутствии результатов лабораторных испытаний для приближенной оценки модуль деформации допускается определять по формуле:

$$E_d = 10^5 + \frac{1 - 0,5D}{1 + \exp[(75 + 25D - GSI)/11]}. \quad (3.15)$$

3.3.26. При расчетах устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов сцепление и угол трения по поверхностям ослабления принимаются исходя из совокупного анализа испытаний по естественным поверхностям ослабления (с заполнителем или без заполнителя) и по распилу, обратных расчетов и натурных испытаний.

3.3.27. Для учета повреждений законтурного массива уступов технологическими взрывами сцепление по поверхностям ослабления понижается коэффициентом λ_l , определяемым в соответствии с таблицей 3.3:

$$C'_{вз} = C' \lambda_l. \quad (3.16)$$

Таблица 3.3 – Значения коэффициента λ_l в зависимости от условий взрывания

Количество рядов скважин в технологическом блоке и схема коммутации зарядов	λ_l
при взрывании 5 и более рядов скважин и параллельной коммутации зарядов (фронт детонационной волны параллелен формируемому откосу уступа)	0,4
при взрывании 3 – 4 рядов скважин и параллельной коммутации зарядов	0,6
при 5-рядном и более взрывании скважин и диагональной коммутации зарядов (фронт детонационной волны ориентирован по 45° к формируемому откосу уступа)	
при взрывании 3 – 4 рядов скважин и диагональной коммутации зарядов	0,7
при взрывании 2 рядов скважин и параллельной коммутации зарядов	0,8
при взрывании 2 рядов скважин и диагональной коммутации зарядов	0,9
при взрывании 1 ряда скважин	1,0

Степень повреждения законтурного массива взрывными работами и, соответственно, величина понижающего коэффициента λ_l могут быть уточнены в ходе опытных работ.

3.3.28. При расчетах устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов допускается использование эквивалентных прочностных свойств, учитывающих протяженность трещин (рис. 3.5), и определяемых по формулам:

$$C_э = (1-k)C_m + kC';$$

$$tg(\varphi_э) = (1-k)tg(\varphi) + ktg(\varphi'),$$
(3.17)

где: $C_э, C_m, C'$ – эквивалентное сцепление, сцепление массива горных пород и по поверхностям ослабления (трещинам); и $\varphi_э, \varphi, \varphi'$ – эквивалентный угол внутреннего трения, угол внутреннего трения массива горных пород и угол трения по поверхности ослабления (трещинам); k – коэффициент сплошности вдоль плоскости разрушения, определяемый формулой:

$$k = \frac{\sum l'}{\sum l' + \sum l}$$
(3.18)

где l' и l – протяженность поверхности ослабления и массива горных пород.

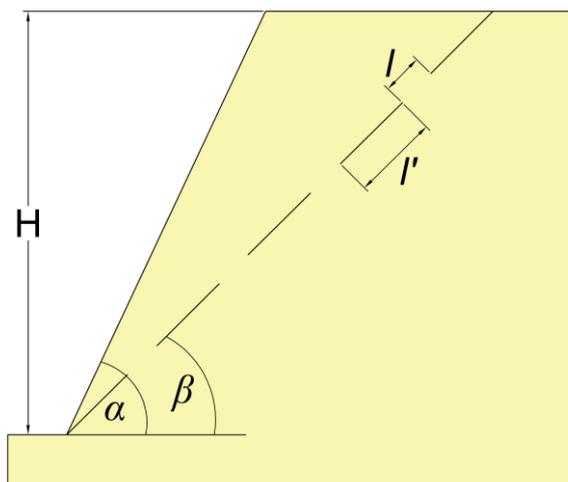


Рисунок 3.5 – Схема к определению эквивалентных свойств массива горных пород

Коэффициент сплошности k изменяется в диапазоне от 0 до 1. Единица принимается для полностью слоистого массива, ноль – для изотропного откоса. Наиболее часто встречаемый диапазон $k=0,5\div 0,9$. Данный коэффициент следует уточнять по результатам обследования вскрытых выработок и/или по результатам калибровки.

3.3.29. При вероятностных расчетах устойчивости уступов учет длительности их стояния, сезонных процессов замерзаний/оттаиваний, сейсмического воздействия взрывных работ допустим путем снижения сцепления по поверхностям ослабления в массивах формируемых уступов до нуля.

3.3.30. При расчетах устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов величины сцепления и углов трения по зонам разломов принимаются на основании справочных

данных, либо метода аналогий или обратных расчетов, допускается также использовать результаты лабораторных испытаний по контактам горных пород.

3.3.31. Для месторождений, расположенных в криолитозоне, перечень дополнительных физико-механических свойств горных пород определяется специализированной организацией.

4. Обоснование величины коэффициента запаса устойчивости и вероятности обрушения бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов

4.1 При детерминированном подходе критерием устойчивости является коэффициент запаса устойчивости, который должен быть не меньше нормативного. При вероятностном подходе критерием устойчивости является коэффициент запаса устойчивости и допустимая вероятность развития деформаций, которые определяются проектной документацией с учётом размещения элементов инфраструктуры объекта пользования недрами (ведения горных работ).

4.2 Величина коэффициента запаса устойчивости n устанавливается в зависимости от достоверности исходных данных, используемых в расчетах, их изменения во времени, технологии разработки месторождения, динамических воздействий в процессе строительства и эксплуатации, категории охраняемых объектов в непосредственной близости от борта карьера. Коэффициент запаса устойчивости позволяет учесть неявные и неоднозначные факторы.

4.3 Нормативный коэффициент запаса определяется на основании детального анализа и оценки всех показателей, которые оказывают влияние на устойчивость бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов. Для практических целей рекомендуется руководствоваться таблицами 4.1-4.2.

Таблица 4.1 – Нормативные коэффициенты запаса устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов

Характеристика откоса	Стадии до начала эксплуатации	Эксплуатация и реконструкция	Проектирование доработки карьера (менее 3 лет), лет***	Для ответственных сооружений в чаше карьера	При безлюдной выемке
1	2	3	4	5	6
Полускальные и скальные породы					
Уступ*	1,50 (2,00)**	1,50	1,30	2,00	1,20
Участок борта, борт	1,30 (1,50)**	1,30	1,20	1,50	1,20
Песчаные и гравелистые породы					
Уступ, участок борта, борт	1,30	1,20	1,15	1,30	1,10
Глинистые породы					
Уступ	1,50	1,30	1,20	2,00	1,20
Участок борта, борт	1,40	1,30	1,20	1,50	1,20

Примечания:

* для рабочих уступов промежуточного контура карьера/разреза во всех типах пород и сроком их стояния до 1 года при высоте не более 20 м. допустимо использовать нормативный коэффициент запаса 1,2, при высоте более 20 м – 1,5.

** в скобках указано значение коэффициента запаса при использовании метода аналогий

*** при использовании данных значений обязателен инструментальный мониторинг в режиме реального времени с покрытием рабочей зоны.

Таблица 4.2 – Нормативные коэффициенты запаса устойчивости для откосов отвалов при детерминированном подходе в сейсмически спокойных районах

Тип отвальной массы	Тип основания*		
	Прочное основание	Слабый контакт	Слабое основание
Скальная отвальная масса	1,15	1,20	1,30
Песчано-глинистые породы, смесь песчано-глинистых и скальных пород,	1,20	1,20	1,30
<i>При безлюдной технологии отсыпки отвалов</i>			
Для всех типов	1,10	1,10	1,15
<i>При расположении на отвале или в непосредственной близости от него ответственного сооружения, вне зависимости от технологии отсыпки</i>			
Для всех типов	1,30	1,30	1,40

Примечания:

* *Прочное основание* – основание, представленное скальными, полускальными и песчано-гравийными породами, сопротивление сдвигу которых не ниже, чем у отвальной массы
Слабый контакт – слой, мощностью не более 2 метров, представленный глинисто-суглинистыми породами, сопротивление сдвигу которых ниже, чем у отвальной массы
Слабое основание – слой, мощностью более 2 метров, представленный глинисто-суглинистыми породами, сопротивление сдвигу которых ниже, чем у отвальной массы

4.4 Нормативный коэффициент запаса устойчивости для откосов отвалов, формируемых в режиме управляемых деформаций, не регламентируется. Выполнение отвальных работ осуществляется на основании заключения специализированной организации, при обеспечении мониторинга состояния площадок разгрузки:

- образования и раскрытия трещин;
- повышения скорости оседания;
- изменения наклона.

Размещение горного оборудования должно производиться за пределами зоны активной деформации.

Переходу на формирование откоса отвала в режиме управляемых деформаций должно предшествовать проведение опытно-промышленных испытаний с определением критериев безопасного состояния разгрузочных площадок и порядка действий, в случае их превышения.

4.5 В сейсмически активных районах (сейсмичность 7 и более баллов по шкале MSK-64) устойчивость бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов должна обеспечиваться дополнительно и при сейсмическом воздействии от землетрясений.

4.6 Учет воздействия землетрясений для практических задач следует осуществлять следующими способами:

- расчет устойчивости бортов и уступов карьера, разреза выполняется как для сейсмически спокойных районов, но в качестве нормативного коэффициента запаса используются повышенные значения: коэффициенты запаса, приведенные в таблице 4.1,

должны быть увеличены на 0,05 для 7-балльной зоны, 0,1 – для 8-балльной зоны и 0,15 – для 9-балльной зоны. Данный подход наиболее удобен при определении максимальных параметров откосов для различных условий;

– расчет устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов выполняется с учетом дополнительной сейсмической силы: в момент возникновения сейсмического воздействия коэффициент запаса должен быть не ниже значений, приведенных в таблице 4.3. Данный метод является наиболее достоверным и рекомендуется для использования на этапе проведения поверочных расчетов устойчивости проектируемых откосов.

4.7 При наличии данных о микросейсмическом районировании необходимый коэффициент запаса для бортов карьеров, разрезов и их участков на этапе эксплуатации для скальных, полускальных и глинистых пород допускается определять не только с учетом интенсивности возможного землетрясения, но и его магнитуды:

$$n_c = 1,3[1 + 0,032(I-6) + f(M, I)]; \quad (4.1)$$

$$f(M, I) = \begin{cases} 0,023 \text{ при } I=6 \text{ и } M=8 \\ 0,015M - 0,07 \text{ при } I=7-8 \text{ и } M \geq 6, \\ 0,027M - 0,14 \text{ при } I=9 \text{ и } M \geq 6 \end{cases}$$

где: I – интенсивность колебаний, баллы; M – магнитуда землетрясения.

Таблица 4.3 – Нормативные коэффициенты запаса устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов с учетом сейсмических сил от землетрясений

Характеристика откоса	Наличие ответственных сооружений	
	Отсутствуют	Присутствуют
Рабочий уступ	1,00	–
Уступ в конечном положении	1,10	1,15
Борт, участок борта, временно-нерабочий борт	1,05	1,10
Отвал (ярус)	1,05	1,10

4.8 Нормативные критерии устойчивости уступов, бортов карьеров и разрезов при вероятностном подходе выбираются в соответствии с таблицей 4.4.

4.9 Нормативные коэффициенты запаса устойчивости и вероятности обрушения, приведенные в таблицах 4.1-4.4, могут быть скорректированы для конкретных условий на основании заключения специализированной организации. Методика и способ расчета также определяется специализированной организацией.

Коэффициент запаса в общем виде допускается определять по формуле:

$$n = n_1 n_2 n_3 \dots n_i, \quad (4.2)$$

где: n_i – частные коэффициенты запаса.

Таблица 4.4 – Нормативные коэффициенты запаса устойчивости при вероятностном подходе

Масштаб	Область применения	Коэффициент запаса устойчивости	Допустимая вероятность обрушения, $[n \leq 1]$, %
Уступы	Рабочий до 1 года. Доработка карьера (*). Безлюдная технология.	Не учитывается	40%
	Эксплуатация и реконструкция. Проектирование до начала эксплуатации при условии достаточной геомеханической изученности месторождения по данным бурения скважин		30%
	Проектирование до начала эксплуатации. Наличие ответственных сооружений.		20%
Группа уступов между транспортными съездами	Доработка карьера. Безлюдная технология.	1,20	20%
	Эксплуатация и реконструкция Проектирование до начала эксплуатации при условии достаточной геомеханической изученности месторождения по данным бурения скважин	1,25	15%
	Проектирование до начала эксплуатации. Наличие ответственных сооружений.	1,30	10%
Борт карьера в целом	Доработка карьера. Безлюдная технология.	1,20	15%
	Эксплуатация и реконструкция Проектирование до начала эксплуатации при условии достаточной геомеханической изученности месторождения по данным бурения скважин	1,30	10%
	Проектирование до начала эксплуатации. Наличие ответственных сооружений.	1,50	5%

Примечания:

* при доработке карьера с данными критериями обязателен инструментальный мониторинг в режиме реального времени с покрытием рабочей зоны.

5. Районирование прибортовых массивов

5.1 Районирование по возможным механизмам деформирования прибортового массива (схемам деформирования) выполняется на основе доменов, выделенных по природным факторам с учетом расположения карьера, разреза, отвала. Один тот же район, выделенный по природным факторам, для откосов с разным простираем может деформироваться по различным схемам. В связи с этим природный домен разделяется на расчетные области, в которых предполагаются разные механизмы деформирования откосов. Пример районирования по возможным механизмам деформирования прибортового массива (схемам деформирования) представлен на рисунке 5.1.

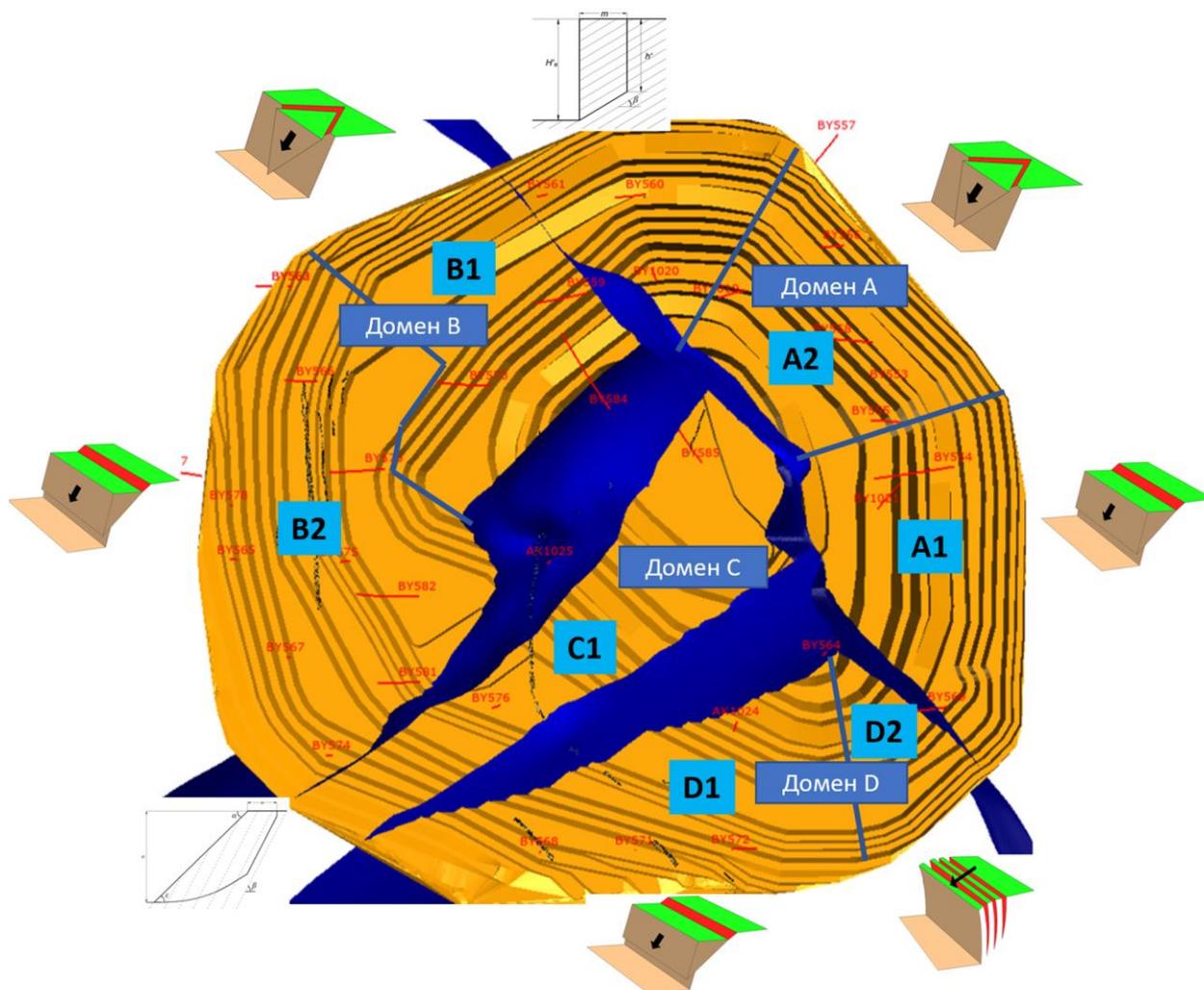


Рисунок 5.1 – Выделение расчетных областей и определение механизмов деформирования прибортового массива

Особое внимание уделяется лежащему боку месторождения. В этих условиях в бортах и уступах карьеров, разрезов могут наблюдаться естественные поверхности ослабления (слоистость, сланцеватость, контакты горных пород), падение которых направлено в сторону выемки и которые при определенных обстоятельствах могут

реализовываться в поверхности скольжения. Кроме того, естественное дренирование прибортового массива на участке с таким залеганием пород весьма затруднительно и могут сохраняться высокие напоры.

Выбор расчетных областей производится с учетом масштаба и следует разделять следующие иерархические уровни:

- масштаб уступа (поверхности ослабления представлены структурами мелкого порядка – системами трещин, слоистостью);
- масштаб участка борта (поверхности ослабления представлены структурами большего порядка – протяженными системами трещин, слоистостью, разломами);
- масштаб борта (поверхности ослабления представлены структурами высокого порядка – крупными разломами. Также принципиальное значение имеют прочность массива, направление слоистости, обводненность борта).

5.2 Технологическое районирование проводится на основе проведенного районирования и расчетов устойчивости бортов и уступов карьера, разрезов и может включать:

- районирование по конструкции бортов карьера (по параметрам уступов и берм);
- районирование по параметрам бортов карьера;
- районирование по видам и уровням геомеханического риска возникновения опасных факторов (образование макродеформаций, камнепад и другим параметрам, обусловленным условиями конкретного месторождения).

5.3 Границы районирования по природным факторам и по механизмам разрушения прибортового массива не всегда совпадают с границами районирования по технологическим параметрам. В различных районах могут быть получены одинаковые технологические параметры и, наоборот, в одном и том же домене при разных простираниях уступов и бортов могут быть получены различные технологические параметры.

5.4 Для проведения районирования по параметрам уступов и берм, необходимо использовать районы, выделенные по механизмам разрушения откосов в масштабе уступа.

После проведения расчетов по всем данным районам осуществляется выбор и разграничения по параметрам уступов и берм для всего карьерного поля.

Основными результатами районирования по параметрам уступов и берм является выделение участков карьерного поля с одинаковыми параметрами уступов и берм. Пример районирования по параметрам уступов и берм представлен на рисунке 5.2.

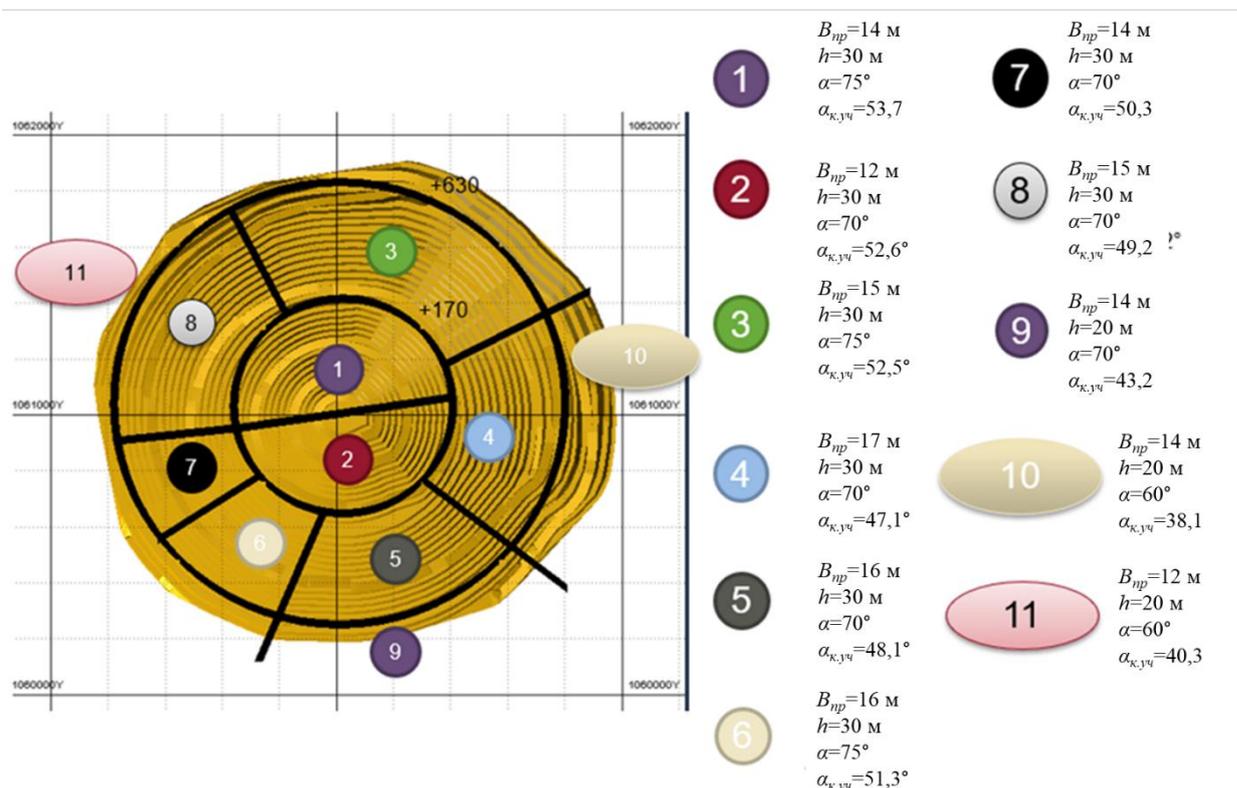


Рисунок 5.2 – Пример районирования по параметрам уступов и берм

5.5 Для проведения районирования по параметрам бортов (участков) карьеров, необходимо использовать районы, выделенные по механизмам разрушения откосов в масштабе борта (участка борта).

После проведения расчетов по всем данным районам осуществляется выбор и разграничения по параметрам бортов (участков) карьеров.

Кроме того, при выделении областей по параметрам бортов может оказать влияние рельеф и глубина отработки месторождения.

Основными результатами районирования по параметрам бортов карьера является выделение секторов карьерного поля с одинаковыми параметрами бортов карьера (высота и угол откоса борта, высота и угол откоса группы уступов между съездами). Пример районирования по параметрам бортов карьера представлен на рисунке 5.3.

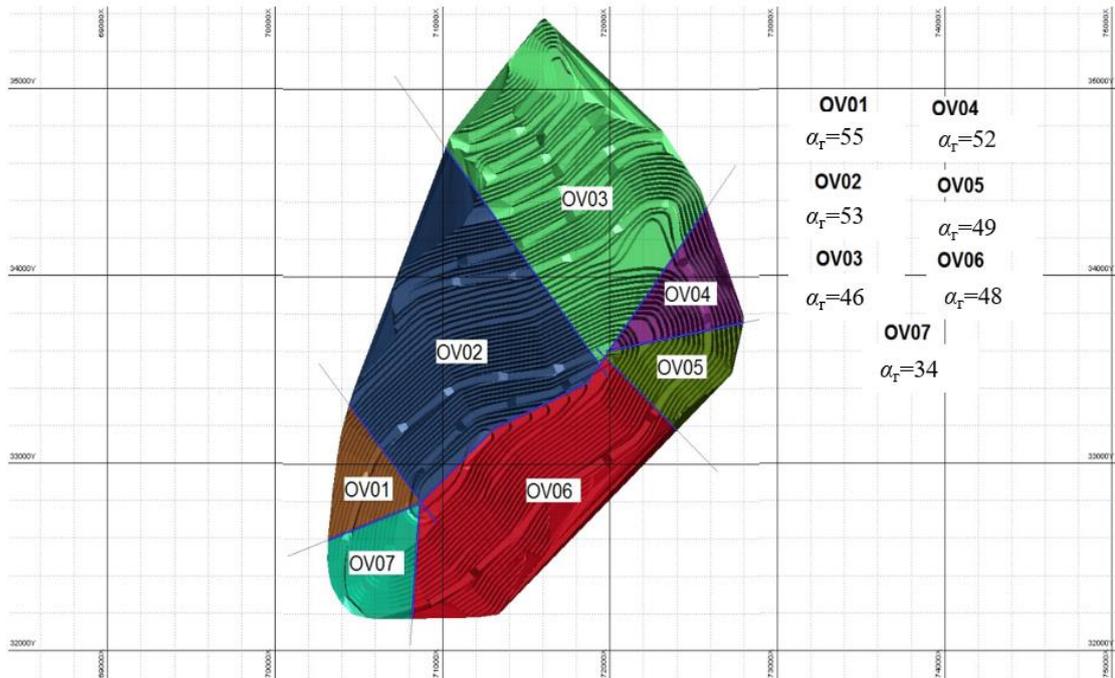


Рисунок 5.3 – Пример районирования по параметрам бортов карьера

5.6 Районирование отвалов осуществляется аналогично районированию проводимого для карьеров и разрезов: по природным и технологическим факторам. При районировании отвалов основное внимание уделяется, территориям, отведенным под их основание:

- выделяются участки по видам пород;
- по несущей способности основания;
- по наличию рек и водотоков;
- наличие техногенного водоносного горизонта;
- наклон основания;

5.7 Районирование по технологическим факторам включает:

- выделение участков в плане и в разрезе по складированным отвальным смесям;
- по высоте отвалов;
- по технологии складирования.

6. Методы расчета устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов

6.1. Общие требования к выполнению расчетов

6.1.1 Оценка устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов в зависимости от этапа проектирования и отработки открытым способом должна выполняться методами, основанными на теории предельного равновесия, численным и физическим моделированием в соответствии с таблицей 6.1. Метод предельного равновесия является обязательным на каждом этапе проектирование месторождения, за исключением предпроектных работ.

Таблица 6.1 – Методы оценки устойчивости бортов карьеров, разрезов на различных этапах их проектирования и отработки

Этап проектирования и отработки карьера, разреза	Метод аналогий	Методы, основанные на теории предельного равновесия	Численные и вариационный методы	Методы физического моделирования и специальные исследования
Предпроектные работы	●	○	○	○
ТЭО	○	●	○	○
Проектирование	○	●	○	○
Проявление критических деформаций при эксплуатации	○	●	◆	○
Техническое перевооружение карьера	○	●	○	○

«●» – для всех объектов ведения горных работ;

«◆» – для объектов ведения горных работ II класса опасности и при комбинированной разработке месторождения;

«○» – как дополнительный метод (по решению специализированной организации)

6.1.2 Параметры бортов и уступов карьеров, разрезов определяются в соответствии со схемой, приведенной на рисунке 6.1.

6.1.3 При оценке устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов исходные данные выбираются в соответствии с выбранной моделью деформирования и критерием разрушения прибортовых массивов, определенных на основе инженерно-геологического изучения и районирования месторождения.

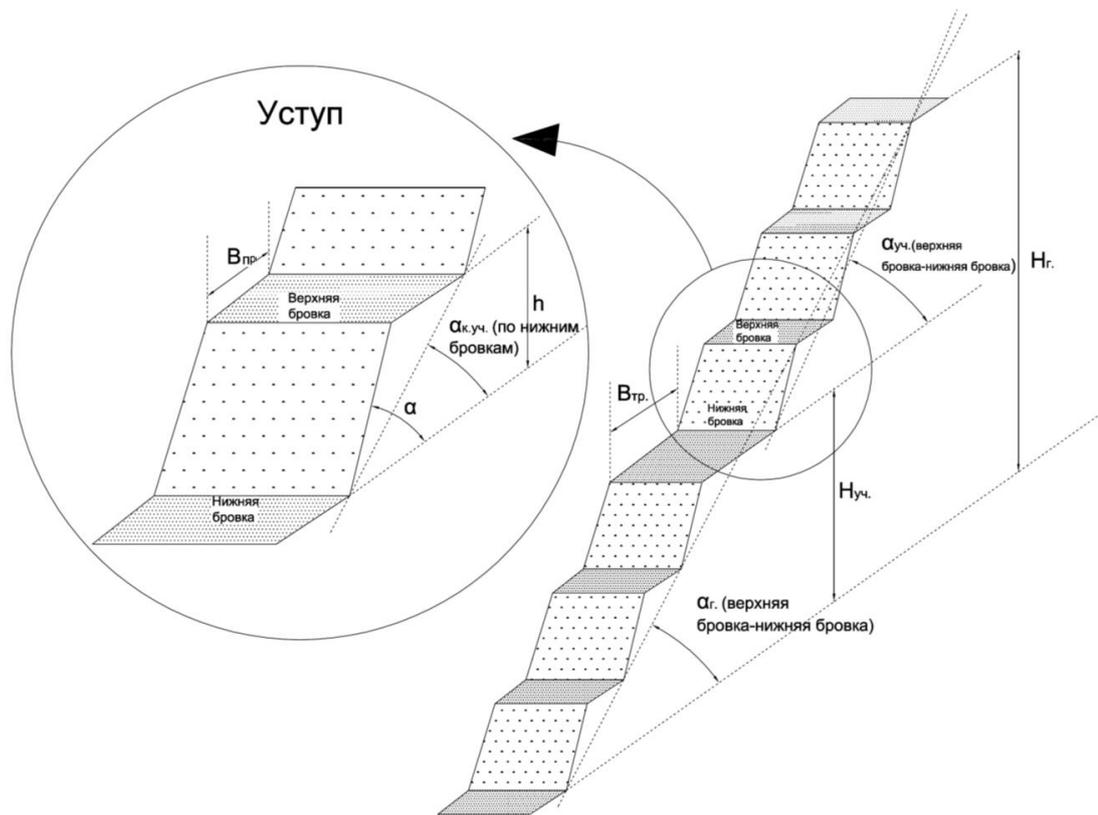


Рисунок 6.1 – Схема конструкции бортов и уступов: h , $H_{уч}$, $H_{г}$ – соответственно высота уступа, групп уступов, борта; α , $\alpha_{уч}$, $\alpha_{к.уч}$, $\alpha_{г}$ – соответственно, угол откоса уступа, угол откоса группы уступов, конструктивный угол откоса группы уступов и угол откоса борта карьера, разреза; $V_{пр}$, $V_{тр}$ – соответственно, ширина предохранительной и транспортной бермы

6.1.4 В качестве исходных данных используются физико-механические свойства массива горных пород и поверхностей ослабления, гидрогеологические условия и геолого-структурная модель месторождения. В случае прерывистости поверхностей ослабления для расчетов допускается применять эквивалентные свойства.

6.1.5 Для выбора алгоритма по определению оптимальной конструкции бортов карьера следует руководствоваться таблицей 6.2.

В крепких скальных и полускальных породах следует проводить расчеты устойчивости от уступов к бортам. По обоснованным параметрам уступов и берм по выделенным доменам в поле карьера строятся конструктивные борта карьера с учетом количества и размеров берм. После чего проводятся поверочные расчеты устойчивости бортов и их участков на всю высоту.

В слабых породах расчеты могут выполняться в обоих направлениях, как от бортов к уступам, так и от уступов к бортам.

При необходимости угол наклона и форма борта, а также уступов и бERM корректируются до достижения заданной величины коэффициента запаса устойчивости.

Таблица 6.2 – Подход к определению оптимальной конструкции бортов карьера

Элемент откоса	Прочность горных пород		
	Слабые	Средней прочности	Прочные
Геометрия уступа	Прочность (структура)	Структура	Структура
Угол откоса между съездами	Прочность	Структура (прочность)	Структура
Генеральный угол наклона борта	Прочность	Структура (прочность)	Структура (прочность)
Проектный подход	Общий Результирующий ↑↓ Угол между съездами ↑↓ Уступ	По секторам Уступ ↓ Угол между съездами ↓ Результирующий угол	По секторам Уступ ↓ Угол между съездами ↓ Результирующий угол

6.1.6 На этапе проектирования должны в обязательном порядке выполняться проверочные расчеты устойчивости бортов карьеров, разрезов и отвалов для конкретного контура.

6.1.7 При выполнении проверочных расчетов различными методами и способами допускается:

- если разными методами и способами получены коэффициенты запаса более нормативных значений допускается любое отклонение в результатах расчетов между методами и способами;

- если разными методами и способами получен хоть один коэффициент запаса менее нормативного значения, то отклонение между результатами расчетов должно быть не более чем на 0,05. При большем отклонении необходимо корректировать откос, либо разрабатывать мероприятия для обеспечения безопасных условий ведения горных работ.

6.1.8 Используемые для расчетов устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов методы и способы применимы и для месторождений, разрабатываемых в условиях криолитозоны.

6.1.9 В многолетнемерзлых породах при обосновании конструктивных параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов необходимо учитывать влияние таликов на их устойчивость.

6.1.10 Для расчетов могут использоваться специализированное программное обеспечение. Выбор программного обеспечения осуществляется по согласованию Недропользователя и специализированной организации.

6.1.11 Расчет деформаций прибортовых массивов осуществляется с учетом возможных схем деформирования откосов с применением численного или физического моделирования.

6.2. Метод предельного равновесия

6.2.1 Исходные положения теории предельного равновесия, на которых построены методы расчета, следующие:

а) нарушение устойчивости борта (уступа или откоса отвала) происходит в виде оползня или обрушения по поверхности скольжения;

б) при отсутствии в откосе неблагоприятно расположенных поверхностей ослабления массива поверхность скольжения является монотонной, близкой по форме к круглоцилиндрической поверхности, и имеет на разрезе вид плавной дуги;

в) при наличии в откосе неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления поверхность скольжения полностью или частично совпадает с ними и на разрезе имеет вид ломаной линии.

6.2.2 Устойчивость бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов обеспечивается при условиях, когда отношение удерживающих сил, действующих по наиболее напряженной (наиболее слабой) поверхности в прибортовом массиве, к сдвигающим силам по этой поверхности составляет не менее величины нормативного коэффициента запаса устойчивости n , то есть выполняется условие:

$$n = \frac{tg\phi \sum N + CL + A}{\sum T + B}, \quad (6.1)$$

где: $(tg\phi \sum N + CL)$ – силы трения и сцепления по поверхности ослабления; A – другие удерживающие силы; $\sum T$ – сумма сдвигающих сил; B – другие сдвигающие силы.

6.2.3 Определение наиболее напряженной поверхности скольжения производится на основе аналитических расчетов или путем выбора из множества поверхностей ослабления поверхности с минимальным коэффициентом запаса устойчивости.

6.2.4 При построении поверхности скольжения определяют положение трещины отрыва, уходящей в массив на глубину H_{90} :

$$H_{90} = \frac{\sigma_0}{\gamma} = \frac{2C_n}{\gamma} ctg(45 - 0,5\varphi_n), \quad (6.2)$$

где: σ_0 – прочность пород на одноосное сжатие, МПа; C_n – сцепление в массиве, МПа; φ_n – угол внутреннего трения, град.; γ – плотность горной породы, мН/м³.

6.2.5 При расчете устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов, в том числе с учётом воздействия сейсмических сил и нагрузок от горного

оборудования, с использованием теории предельного равновесия, применяют методы алгебраического или векторного сложения сил (многоугольника сил), а также методы, удовлетворяющие трем уравнениям равновесия (сил и моментов).

6.2.6 Метод алгебраического сложения сил основан на алгебраическом сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения (рис. 6.2). При этом расчет коэффициента запаса устойчивости с учетом различных неблагоприятных факторов определяется следующей формулой

$$n = \frac{\sum \left[\left(P_i \cos \mu_i + P_i^s \frac{\cos(\alpha - \mu_i)}{\cos \alpha} - D_i + \Delta P \cos(45 + 0,5\phi_n) - Q_i \sin \xi_i \right) \operatorname{tg} \phi_i + c_i l_i + A \right]}{\sum \left[P_i \sin \mu_i - P_i^s \frac{\sin(\alpha - \mu_i)}{\cos \alpha} + \Delta P \sin(45 + 0,5\phi_n) + Q_i \cos \xi_i + B \right]}; \quad (6.3)$$

$$D_i = \frac{H_{i,i-1} + H_{i,i+1}}{2} \gamma_w l_i; \quad (6.4)$$

$$\Delta P = \frac{P_{об}}{a + 2 \cdot \frac{1}{3} \left[\frac{b}{\operatorname{tg}(45 - 0,5\phi)} \right]}; \quad (6.5)$$

$$Q_c = K_0 \cdot K_1 \cdot P \cdot k_c, \quad (6.6)$$

где: P – вес блока, мН; α – угол откоса, град.; μ_i – угол наклона основания блока, град.; P_i^s – вес «свободной» (находящейся выше линии откоса) воды в пределах блока, мН; D_i – сила гидростатического давления, мН; $H_{i,i+1}$, $H_{i,i-1}$ – напор на гранях блоков, мН; l_i – длина основания блока, м; γ_w – плотность воды, мН/м³; ΔP – удельная нагрузка от оборудования, МПа; $P_{об}$ – общий вес оборудования/сооружения, мН; a – среднее расстояние между опорами, м; b – расстояние от края оборудования/сооружения до верхней бровки, м; Q_i – сейсмическая сила, мН; ξ_i – угол между поверхностью скольжения и направлением сейсмической силы, измеренный в вертикальной плоскости, град.; K_0 – коэффициент, учитывающий назначение сооружения и его ответственность (т.е. для карьеров принимают 1,5, для отвалов – 1,0); K_1 – коэффициент, учитывающий допускаемые повреждения зданий и сооружений ($K_1=0,25$ для бортов и $K_1=0,12$ для уступов и откосов отвалов); k_c – коэффициент сейсмичности, который представляет собой значения ускорения колебаний в долях g ; A – дополнительные удерживающие силы, мН; B – дополнительные сдвигающие силы, мН.

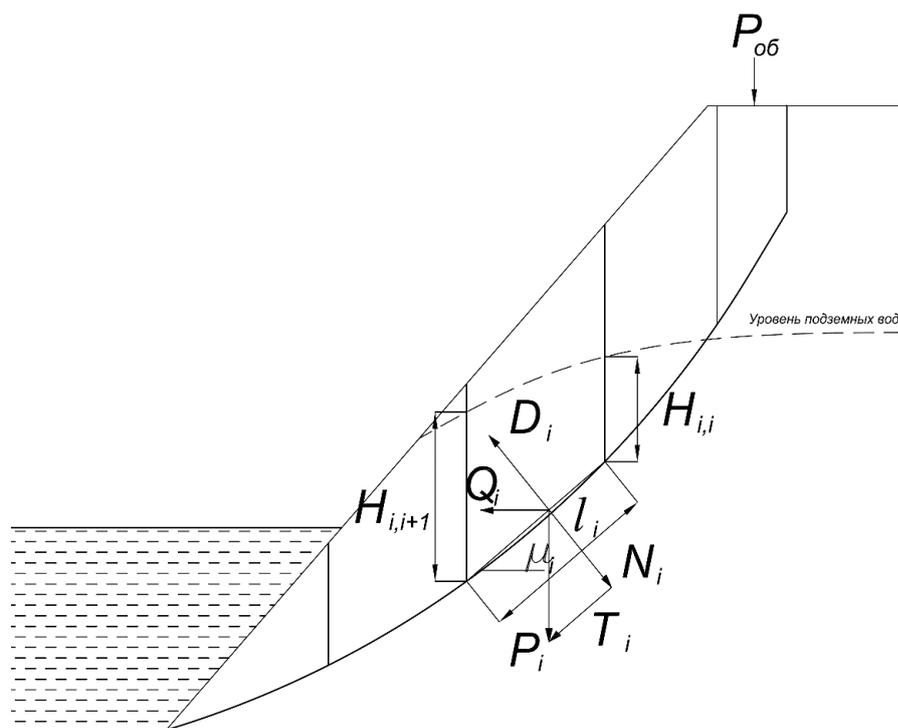


Рисунок 6.2 – Расчет устойчивости обводненного изотропного откоса с учетом воздействия сейсмических сил методом алгебраического сложения сил

6.2.7 Метод алгебраического сложения сил может быть использован при любой форме поверхности скольжения. Данный метод является консервативным и может приводить к занижению коэффициента запаса до 20 %.

6.2.8 Метод алгебраического сложения сил также может быть использован для оценки устойчивости откосов по общему сопротивлению горных пород сдвигу без разделения его на сцепления и угол трения (по касательным напряжениям). Данный подход наиболее приемлем для водонасыщенных горных пород глинистого и песчано-глинистого состава и отвальных смесей

Суть подхода заключается в сопоставлении сопротивлению сдвигу, полученному при испытании горных пород, с касательным напряжением, действующим по поверхности скольжения при заданном нормальном напряжении (рис. 6.3).

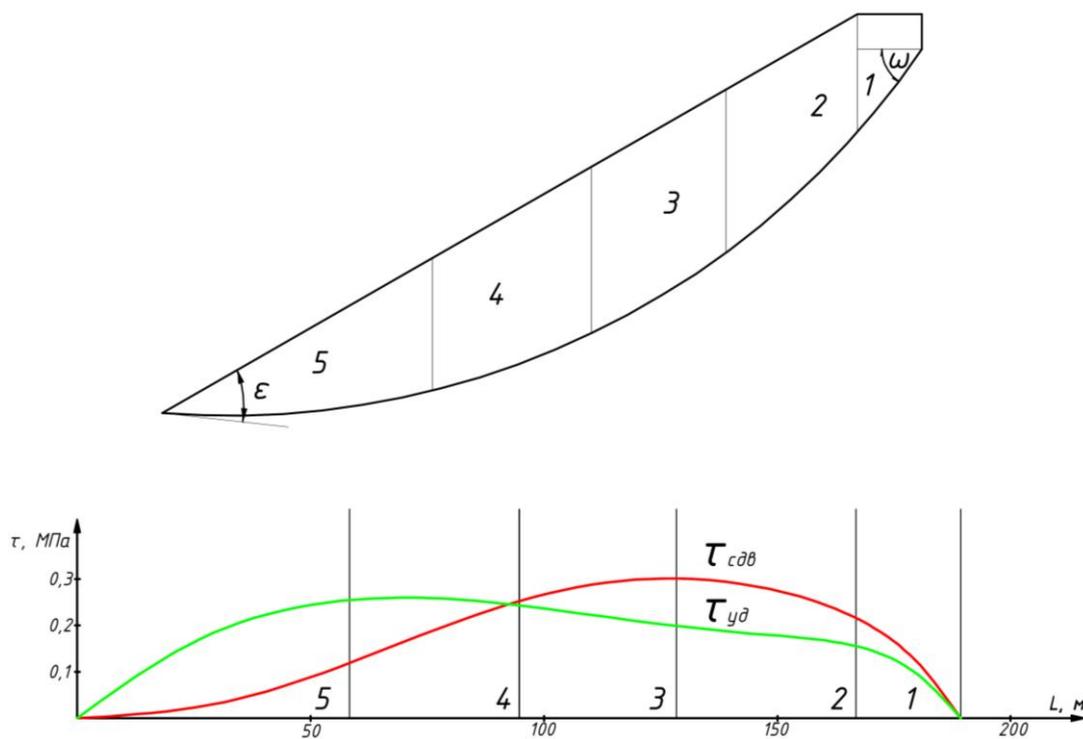


Рисунок 6.3 – Пример расчета коэффициента запаса устойчивости откосов по общему сопротивлению пород сдвигу

В серединах оснований столбиков, на которые разбивается призма, ограниченная расчетной поверхностью скольжения, определяются нормальные и касательные напряжения:

$$\begin{aligned} \sigma_n &= h_i \gamma \cos^2 \mu_i; \\ \tau_{сдв} &= 0,5 h_i \gamma \sin 2\mu_i, \end{aligned} \quad (6.7)$$

где: h_i – высота расчетного блока, на которые разбита призма, оконтуренная наиболее напряженной поверхностью скольжения, м; μ_i – угол наклона основания расчетного блока, град.; l_i – длина основания расчетного блока.

Расчетная поверхность с отмеченными серединами оснований столбиков разворачивается в горизонтальную прямую, и в каждой отмеченной точке по оси ординат откладываются отрезки, соответствующие касательным напряжениям $\tau_{сдв}$, концы которых соединяются плавной кривой (красная линия на рис. 6.3). Площадь, ограниченная осью абсцисс и этой кривой, выражает сумму сдвигающих сил, действующих по расчетной поверхности скольжения

По паспортам прочности пород при соответствующих нормальных напряжениях определяются сопротивления сдвигу $\tau_{уд}$, величина которой также откладывается по оси ординат и соединяется плавной кривой (зеленая линия на рис. 6.3). Площадь этой эпюры будет являться суммой удерживающих сил.

Коэффициент запаса устойчивости в этом случае производится сравнением эпюры (площади) предельно допустимых касательных напряжений и эпюры касательных напряжений в рассматриваемом откосе по формуле:

$$n = \frac{\sum \tau_{уд}}{\sum \tau_{сдв}} \quad (6.8)$$

где $\sum \tau_{уд}$ – сумма касательных напряжений, определенных по графикам сопротивления сдвигу горной породы при соответствующих нормальных напряжениях; $\sum \tau_{сдв}$ – сумма сдвигающих напряжений, возникающих по наиболее слабой поверхности, являющихся касательными составляющими веса пород по этой поверхности.

6.2.9 Метод векторного сложения сил (многоугольника сил) является наиболее надежным методом и может быть представлен в аналитической или графической форме. Схема расчета методом векторного сложения сил приведена на рисунке 6.4.

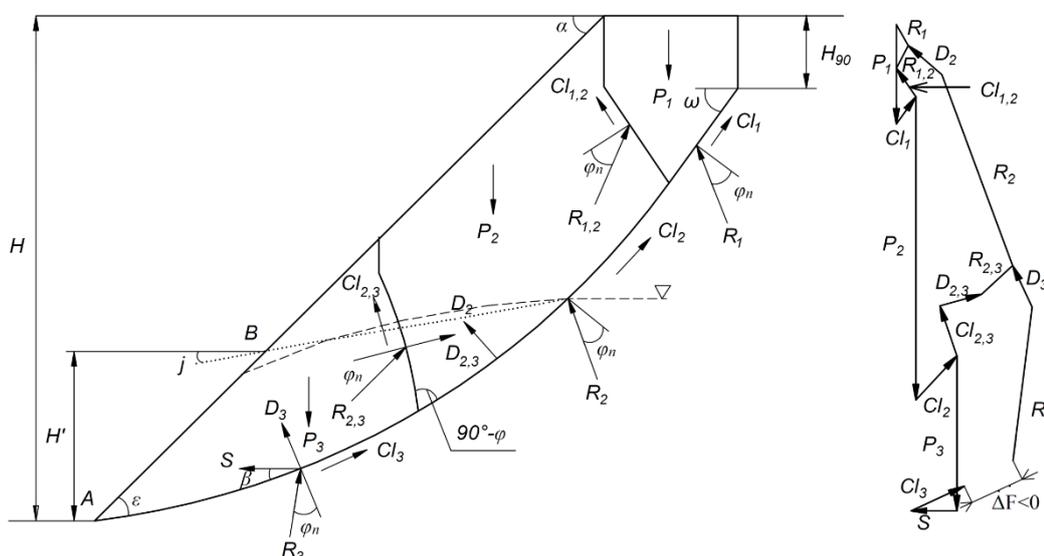


Рисунок 6.4 – Схема расчёта устойчивости обводнённого изотропного откоса с учётом воздействия сейсмических сил методом векторного сложения сил: P_i – вес рассматриваемого блока, мН; $Cl_{i,i+1}$, $Cl_{i,i-1}$, Cl_i – силы сцепления, направленные параллельно соответствующим границам блоков, мН; $D_{i,i+1}$, $D_{i,i-1}$, D_i – силы гидростатического давления по границам блоков, мН; $R_{i,i+1}$, $R_{i,i-1}$, R_i – реакции по границам блоков, мН; S – сейсмическая сила, мН; β – угол наклона сейсмической силы, град.

6.2.10 При расчете методом многоугольника сил точность расчета зависит от расположения границ между смежными блоками и направлениями реакций между ними.

Предельное равновесие откоса соответствует условию полной мобилизации внутренних сил сопротивления массива горных пород (сцепления и внутреннего трения), поэтому для условия предельного равновесия реакции R отклоняются от нормали к поверхности скольжения на угол внутреннего трения φ .

В откосе, находящемся в допредельном состоянии, реакции отклоняются от нормалей к границам между блоками и к наиболее напряженной поверхности на угол φ_n .

Построение многоугольника сил производится в следующем порядке:

- а) в определенном масштабе вертикально откладывается вес первого блока P_1 ;
 - б) из конца вектора P_1 строятся последовательно векторы Cl_1 и $Cl_{1,2}$, соответственно параллельные боковым поверхностям блока (рис. 6.4);
 - в) из начала вектора P_1 , проводится отрезок прямой, параллельный R_1 , до пересечения с отрезком прямой, проведенным из конца Cl_2 параллельно $R_{1,2}$;
 - г) из конца вектора Cl_1 откладывается вес второго блока P_2 ;
 - д) из конца вектора P_2 строятся последовательно векторы Cl_2 и $Cl_{2,3}$,
 - е) при обводнении прибортового массива в многоугольник сил вводится гидростатическая сила, которая в рассматриваемом случае действует как по поверхности скольжения – вектор D_2 , который откладывается из точки пересечения векторов R_1 и $R_{1,2}$, так и на границу между блоками 2 и 3 – $D_{2,3}$, и откладывается из конца вектора $Cl_{2,3}$;
 - ж) из конца вектора $D_{2,3}$ проводится отрезок прямой, параллельный $R_{2,3}$, а из начала D_2 – отрезок прямой, параллельный R_2 , до их взаимного пересечения и т.д.
- з) сейсмическая сила S прикладывается горизонтально к основанию последнего блока и соответствует по величине сейсмической силе, действующей по всей поверхности скольжения.

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 скольжения при других значениях коэффициентов запаса, введенных в прочностные характеристики. Это позволит построить график зависимости невязок ΔF от коэффициентов запаса n и получить искомый коэффициент запаса n (рис. 6.5).

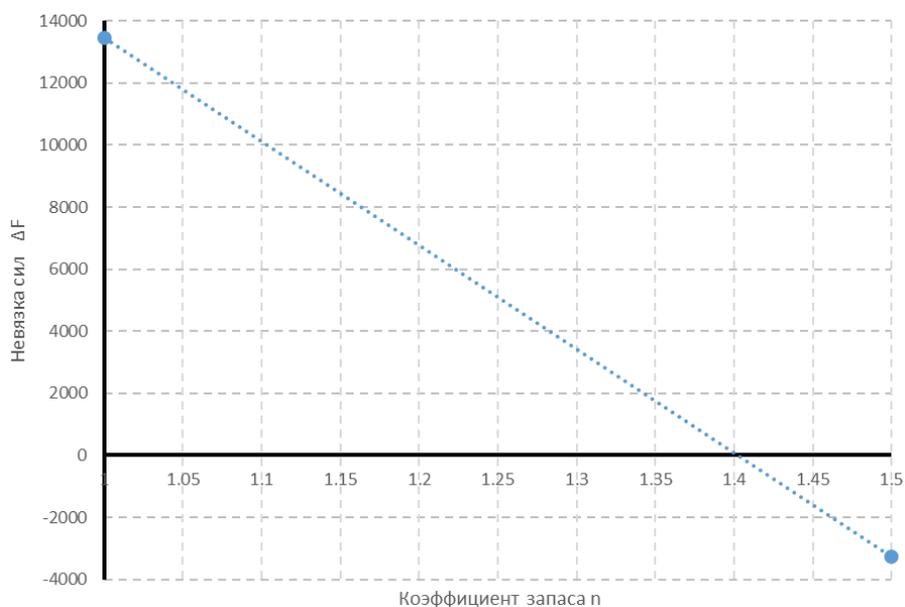


Рисунок 6.5 – График зависимости $\Delta F=f(n)$

6.2.11 Наиболее известными методами, удовлетворяющим трем уравнениям равновесия, относят метод Спенсера, Morgenштерна-Прайса, Сарма. По усмотрению технического специалиста при строгом соблюдении границ и условий их применения могут использоваться и другие методы расчета

6.2.12 Выбор расчётных схем определяется на основе анализа геолого-структурного строения прибортового массива с учётом принятого масштаба: уступ, группа уступов, борт.

6.2.13 Схема 1. Расчет устойчивости откосов при отсутствии неблагоприятных поверхностей ослабления либо поверхности ослабления направлены под углами $-5^\circ < \beta < -60$ (рис. 6.6). Знак минус при углах падения поверхностей ослабления (β) означает направление в сторону массива, без знака минус – в сторону выработанного пространства.

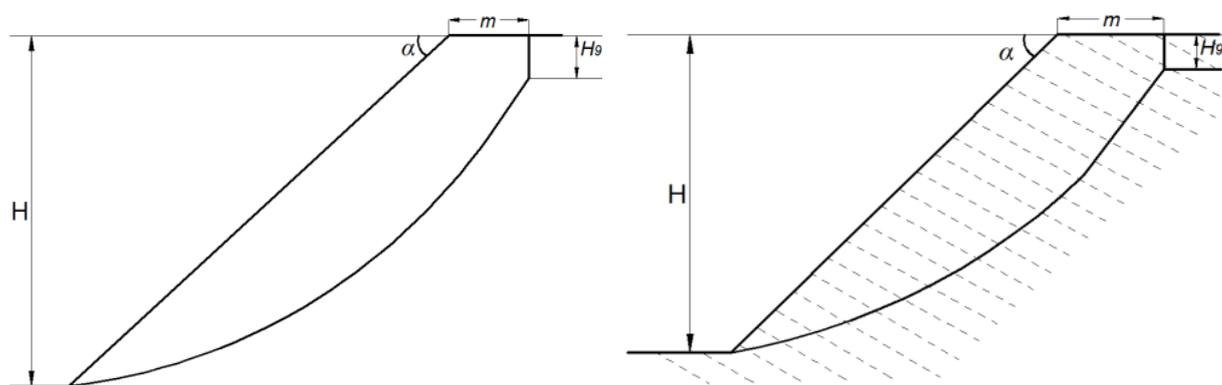


Рисунок 6.6 – Схема расчета устойчивости откосов при отсутствии неблагоприятно направленных поверхностей ослабления

В однородном откосе в общем случае форму поверхности скольжения, по которой производится сравнение сдвигающих и удерживающих сил, принимают плавной криволинейной, близкой к круглоцилиндрической.

Наиболее напряженная поверхность скольжения формируется на расстоянии m (ширина призмы) от верхней бровки откоса, которое определяется по формуле:

$$m = \frac{2H \left[1 - \operatorname{ctg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \varphi_n}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi_n}{2} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{\alpha + \varphi_n}{2} \right)}, \quad (6.9)$$

где: α – угол откоса, град., H – высота откоса, м; H_{90} – вертикальная трещина отрыва, м, φ_n – угол внутреннего трения с введенным коэффициентом запаса, град.

Площадки скольжения возникают на глубине H_{90} , величина которой определяется по формуле (6.2) и наклонены при этом под углом $(45^\circ + \varphi/2)$ к горизонту; на свободную поверхность откоса поверхность скольжения выходит под углом $(45^\circ - \varphi/2)$. Перпендикулярно к линиям, проведенным под углами $(45^\circ \pm \varphi/2)$, проводятся лучи R до их пересечения, как показано на рисунке 6.7. Данная точка является радиусом окружности.

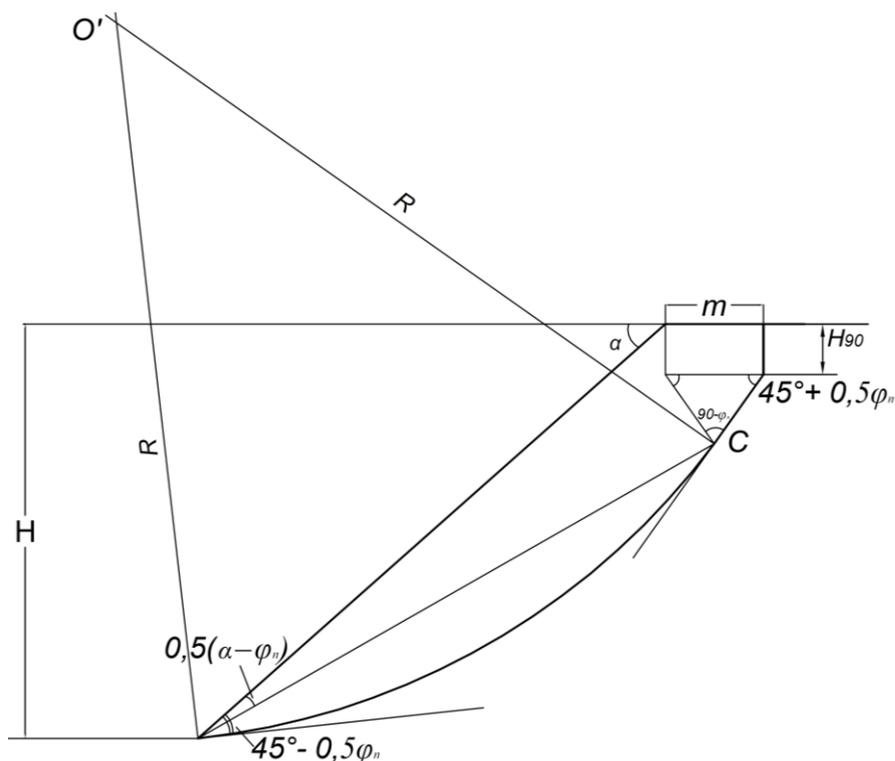


Рисунок 6.7 – Схема построения плавной криволинейной поверхности скольжения

При построении поверхности скольжения в качестве расчетных данных используются средние (для однородной среды) или средневзвешенные (для многослойной среды) прочностные свойства горных пород и их контактов (слоистости, сланцеватости и др.) с введенным коэффициентом запаса.

$$C_n = \frac{C_{cp}}{n}; \quad \varphi_n = \arctg \frac{\text{tg} \varphi_{cp}}{n} \quad (6.10)$$

В качестве приближенной оценки предельную высоту откоса допускается определять при заданном угле погашения α по формуле:

$$H \leq \frac{H_{90}}{1 - \sqrt{\text{tg} \left(\frac{\alpha + \varphi}{2} \right) \text{ctg} \alpha}} \quad (6.11)$$

Для реального откоса расчет должен выполняться путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пунктах 6.2.8, 6.2.10, 6.2.12.

6.2.14 Схема 2. Расчет устойчивости откосов, представленных породами с низкой несущей способностью ($\varphi < 13^\circ$, $\alpha < (45 - 0,5\varphi)$) при отсутствии неблагоприятно направленных поверхностей ослабления (рис. 6.8).

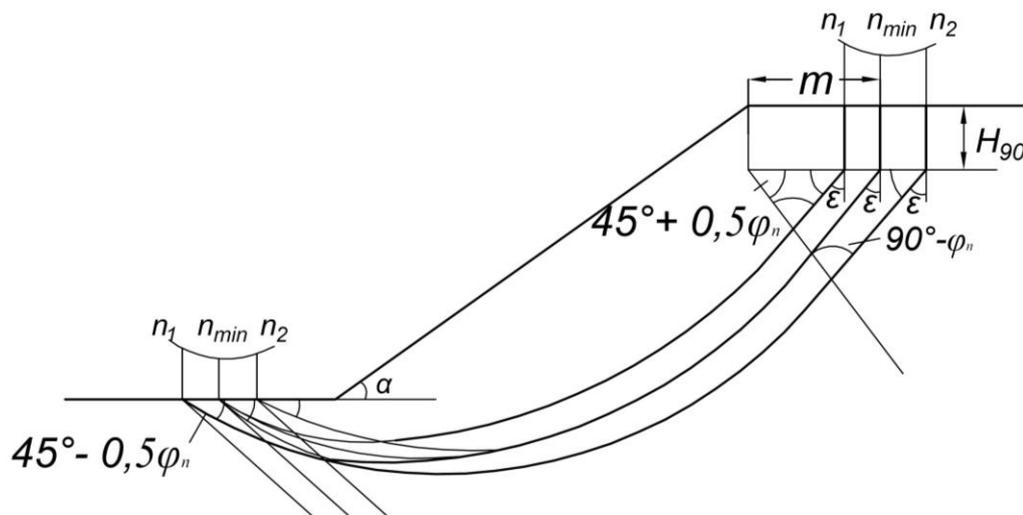


Рисунок 6.8 – Схема расчета устойчивости откосов, представленных породами с низкой несущей способностью $\varphi < 13^\circ$, при отсутствии в массиве неблагоприятно направленных поверхностей ослабления

Построение поверхности скольжения по схеме деформирования откоса со слабым основанием, в нижней и верхней частях близко к построению, приведенному в схеме 1.

Расчет выполняется путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пункте 6.2.5.

Для данной расчетной схемы наиболее практично использовать специализированное программное обеспечение с целью более достоверного способа определения расположения наиболее напряженной поверхности скольжения.

6.2.15 Схема 3. Расчет устойчивости вертикального откоса при отсутствии в массиве неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления, либо поверхности ослабления направлены под углами: $-5^\circ < \beta < -60^\circ$ (рис. 6.9).

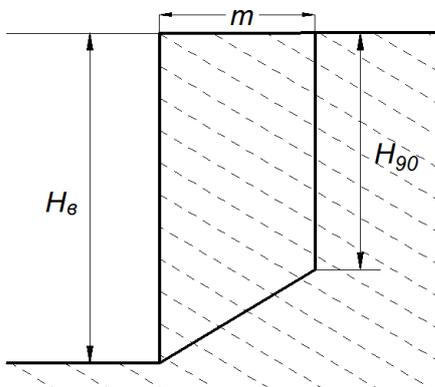


Рисунок 6.9 – Схема расчета устойчивости вертикального откоса при отсутствии в массиве неблагоприятно направленных поверхностей ослабления

Высота вертикального откоса:

$$H_{\epsilon} = H_{90} \left(1 + \sqrt{\frac{\sigma_p}{C} \operatorname{tg}(45 - 0,5\varphi)} \right), \quad (6.12)$$

где: σ_p – прочность на одноосное растяжение.

Ширина призмы возможного обрушения:

$$m = H_{90} \sqrt{\frac{\sigma_p}{C} \operatorname{tg}(45 - 0,5\varphi)}. \quad (6.13)$$

6.2.16 Схема 4. Расчет устойчивости вертикального откоса при наличии в массиве поверхностей ослабления с неблагоприятным залеганием, направленным в сторону выработанного пространства при $\beta > \varphi'$ (рис. 6.10). Схема применяется при условии $h' \leq H_{90}$ и $H'_{\epsilon} \leq H_{\epsilon}$.

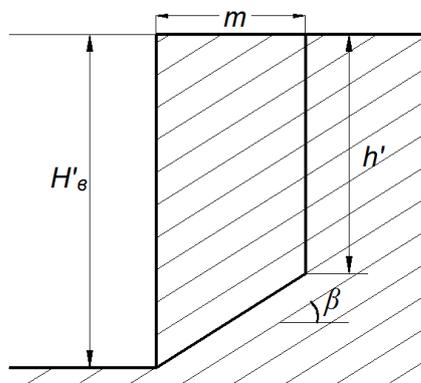


Рисунок 6.10 – Схема расчета устойчивости вертикального откоса при наличии в массиве поверхностей ослабления с неблагоприятным залеганием, направленных в сторону выработанного пространства

Высота вертикального откоса:

$$H'_B = h' + \sqrt{\frac{2\sigma_p h'}{\gamma} \operatorname{tg}(\beta) \operatorname{ctg}(\beta - \varphi')} ; \quad (6.14)$$

$$h' = \frac{C' \cos \varphi'_n}{\gamma \cos(\beta) \sin(\beta - \varphi')} ;$$

где: β – угол наклона поверхности ослабления, град, h' – глубина, при которой возникают площадки скольжения на контакте (глубина трещины отрыва), м.

Ширина призмы возможного обрушения:

$$m = (H'_B - h') \operatorname{ctg} \beta \quad (6.15)$$

Развитие вертикальной трещины глубиной h' не произойдет, если сопротивление отрыву по этой трещине будет больше сопротивления сдвигу по поверхности ослабления в пределах призмы, оконтуренной наиболее напряженной поверхностью скольжения.

6.2.17 Схема 5. Расчет устойчивости откоса при наличии в массиве поверхностей ослабления с неблагоприятным залеганием, направленных в сторону выработанного пространства при $\beta > \varphi'$, и угле откоса $\alpha > \beta$ (рис. 6.11).

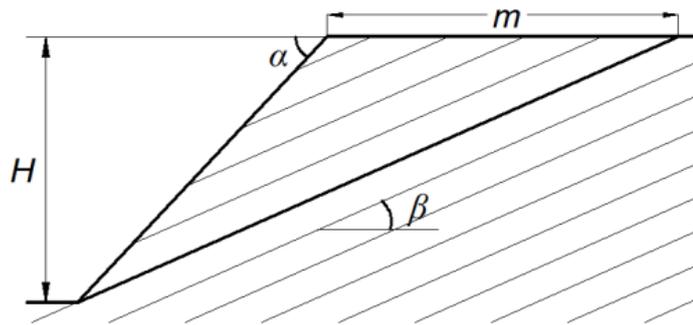


Рисунок 6.11 – Схема расчета устойчивости откоса при наличии в массиве поверхностей ослабления с неблагоприятным залеганием, направленным в сторону выработанного пространства

Высота откоса

$$H = \frac{2C'}{\gamma} \frac{\sin \alpha \cos \varphi'}{\sin(\alpha - \beta) \sin(\beta - \varphi')} ; \quad (6.16)$$

Ширина призмы возможного обрушения

$$m = H(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) \quad (6.17)$$

Высота откоса, вычисленная по формуле (6.16), не должна превышать высоты откоса, установленной по формуле (6.23).

6.2.18 Схема 6. Расчет устойчивости откоса, представленного сильнотрещиноватыми породами, при наличии в массиве поверхностей ослабления с неблагоприятным залеганием, направленным в сторону выработанного пространства при $\beta > \varphi'$, и угле откоса $\alpha > \beta$ (рис. 6.12).

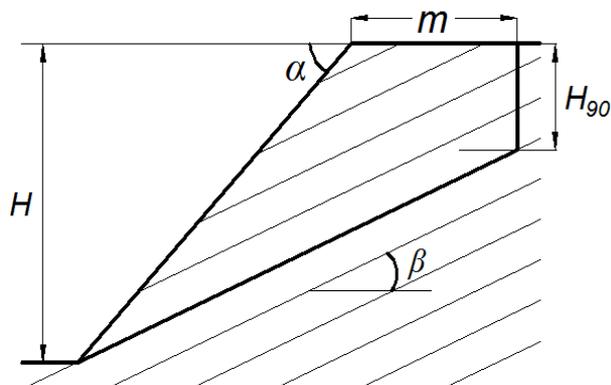


Рисунок 6.12 – Схема расчета устойчивости откоса, представленного сильнотрещиноватыми породами, при наличии в массиве поверхностей ослабления с неблагоприятным залеганием, направленных в сторону выработанного пространства

Высота откоса:

$$H = \frac{C' \cos \varphi'}{\gamma \cos \beta \sin (\beta - \varphi') (1 - \sqrt{\operatorname{ctg}(\alpha) \operatorname{tg}(\beta)})}. \quad (6.18)$$

Ширина призмы возможного обрушения

$$m = (H - H_{90}) \operatorname{ctg} \beta - H \operatorname{ctg} \alpha. \quad (6.19)$$

6.2.19 Схема 7. Расчет устойчивости откоса, подсеченного двумя поверхностями ослабления (рис. 6.13).

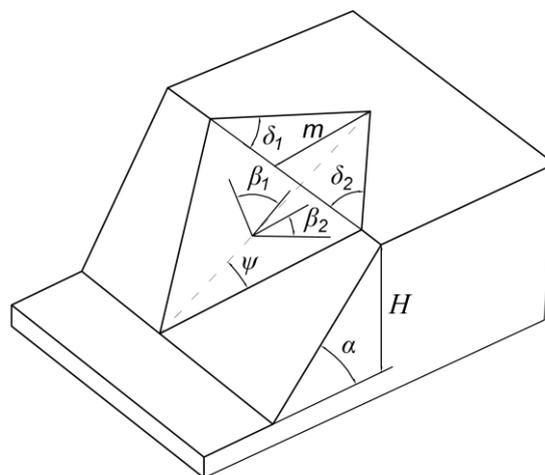


Рисунок 6.13 – Расчет устойчивости откоса, подсеченного двумя поверхностями ослабления

Высота откоса:

$$H = \frac{3\sqrt{1+tg^2\psi}}{\gamma \sin(\delta_1 + \delta_2)(ctg\psi' - ctg\alpha)} \cdot \left[\frac{C_1 \sin \delta_2}{\sin \beta_1 (tg\psi - tg\phi_1')} + \frac{C_2 \sin \delta_1}{\sin \beta_2 (tg\psi - tg\phi_2')} \right];$$

$$tg\psi = \frac{\sin(\delta_1 + \delta_2)}{\sqrt{ctg^2 \beta_1 + ctg^2 \beta_2 - 2ctg\beta_1 ctg\beta_2 \cos(\delta_1 + \delta_2)}} \quad ctg\psi' = \frac{\sin \delta_1 ctg\beta_2 + \sin \delta_2 ctg\beta_1}{\sin(\delta_1 + \delta_2)},$$

;

где: δ_1 и δ_2 – углы между простираем уступа и поверхностью ослабления, град.; ψ – угол наклона линии скрещивания поверхностей ослабления, град., ψ' – угол наклона линии скрещивания поверхностей ослабления в плоскости, перпендикулярной плоскости откоса, град.

Ширина призмы возможного обрушения:

$$m = \frac{3\sqrt{1+tg^2\psi}}{\gamma \sin(\delta_1 + \delta_2)} \cdot \left[\frac{C_1 \sin \delta_2}{\sin \beta_1 (tg\psi - tg\phi_1')} + \frac{C_2 \sin \delta_1}{\sin \beta_2 (tg\psi - tg\phi_2')} \right].$$

6.2.20 Схема 8. Заоткоска по наслоению (рис. 6.14). Частный случай схемы 9. Расчет устойчивости откоса с неблагоприятным залеганием поверхностей ослабления, направленных в сторону выработанного пространства при $\beta > \phi'$ и угле откоса $\alpha = \beta$

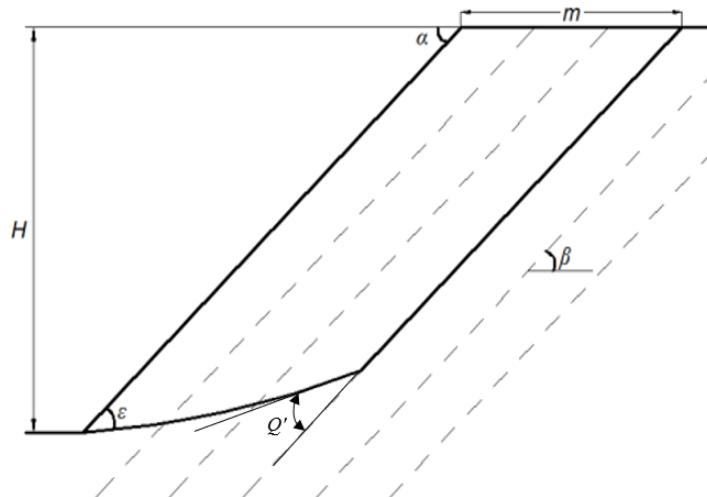


Рисунок 6.14 – Заоткоска по наслоению

При заоткоске уступов по наслоению их устойчивость определяется не только углом падения слоев и сопротивлением сдвигу по поверхностям ослабления, но и сопротивлением срезу пород в нижней части уступа. Верхняя часть поверхности скольжения формируется вдоль поверхности ослабления (слоистость, сланцеватость и др. контактов), форма нижней части поверхности скольжения на участке среза пород близка к круглоцилиндрической, а ориентировка в пространстве определяется углами ϵ и θ' . Значения этих углов в

соответствии с теорией предельного равновесия в сыпучей среде вычисляются следующим образом:

$$Q = 45 + 0,5(\varphi_1 - \varphi_2) - 0,5 \arcsin \left(\frac{\sin \varphi_2}{\sin \varphi_1} \right); \quad (6.22)$$

$$\varepsilon = 45^\circ + \varphi/2.$$

В сильно трещиноватых породах и в породах с четко выраженным отличием прочностных свойств горных пород и поверхностей ослабления, поверхность скольжения в нижней части может также совпадать с ослабленными контактами.

Высота откоса, сложенного слабо трещиноватыми породами:

$$H = (b + 2ac) + \sqrt{(b + 2ac)^2 - b^2};$$

$$a = \frac{\sin \alpha}{\sin(\alpha - \varphi')} \left[0,5(3ctg \varepsilon - ctg \alpha) \sin(\alpha - \varphi') + \frac{ctg \varepsilon \cos(\alpha + \varepsilon) \cos(\varepsilon - \varphi')}{\cos \varphi} \right]; \quad (6.23)$$

$$b = \frac{\sin \alpha}{\sin(\alpha - \varphi')} \left[\frac{2C}{\gamma} \cos \varphi' ctg \varepsilon - \frac{C'}{\gamma} (ctg \varepsilon - ctg \alpha) \cos \varphi' \right]; \quad c = \frac{C' \cos \varphi'}{\gamma \sin(\alpha - \varphi')}.$$

Ширина призмы возможного обрушения

$$m = \frac{H - b}{2a \sin \beta}. \quad (6.24)$$

Высота откоса, представленного сильно трещиноватыми породами:

$$H = \frac{H_{90}}{1 - ctg \alpha ctg \psi'}; \quad \psi'_{сдв} = \arctg \left(tg \varphi' + \frac{C'}{\sigma_{ср}} \right), \quad (6.25)$$

где: $\psi'_{сдв}$ – угол сдвига по контакту слоев, град., $\sigma_{ср}$ – средняя интенсивность нормального напряжения по наиболее напряженному контакту.

При средней интенсивности нормального напряжения более 0,1 МПа допускается пренебрегать отношением $C'/\sigma_{ср}$.

Угол откоса при заданной его высоте для сильно трещиноватых пород определяется по формуле:

$$ctg \alpha = ctg \psi \left(1 - \frac{H_{90}}{H} \right). \quad (6.26)$$

6.2.21 Схема 9. Расчет устойчивости откоса при наклонном и крутом залегании поверхностей ослабления с падением в сторону выработанного пространства при $\alpha < \beta < 90$ и $\beta > \varphi'$ (рис. 6.15). Поверхность скольжения формируется аналогично описанию, приведенному в пункте 6.2.20.

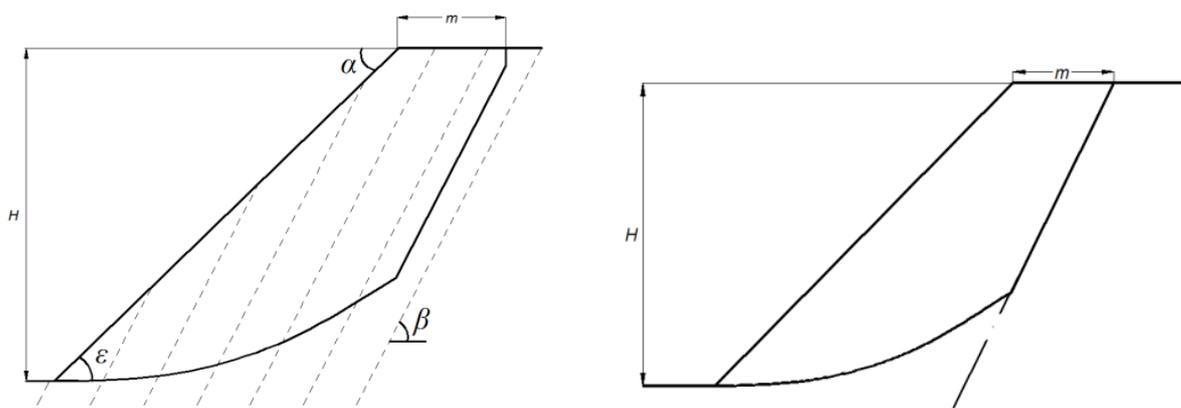


Рисунок 6.15 – Схема расчета устойчивости откоса при наклонном и крутом залегании поверхностей ослабления с падением в сторону выработанного пространства

Расчет выполняется путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пункте 6.2.5.

Частным случаем является откос, подсеченный нарушением. В этом случае поверхность скольжения в верхней части совпадает с нарушением.

6.2.22 Схема 10. Расчет устойчивости откоса при пологом залегании поверхностей ослабления при $\beta < \varphi'$, $-5 < \beta < 25^\circ$ (рис. 6.16).

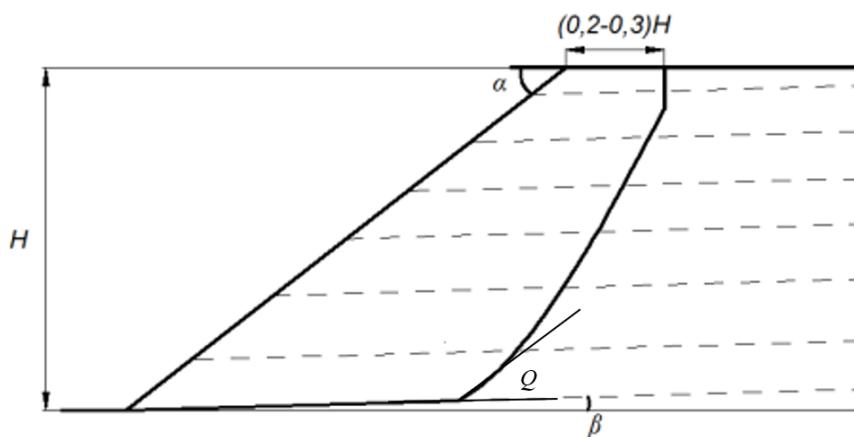


Рисунок 6.16 – Схема расчета устойчивости откоса при пологом залегании поверхностей ослабления

В предельном состоянии откоса формируется поверхность скольжения, которая в нижней части массива совпадает с поверхностью ослабления, а в верхней части - имеет форму монотонной криволинейной поверхности, близкой к круглоцилиндрической.

Расчет выполняется путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пункте 6.2.5.

6.2.23 Схема 11. Расчет устойчивости откоса при наличии слабого слоя, общее сопротивление сдвигу которого ниже, чем у вышележающих пород (рис. 6.17).

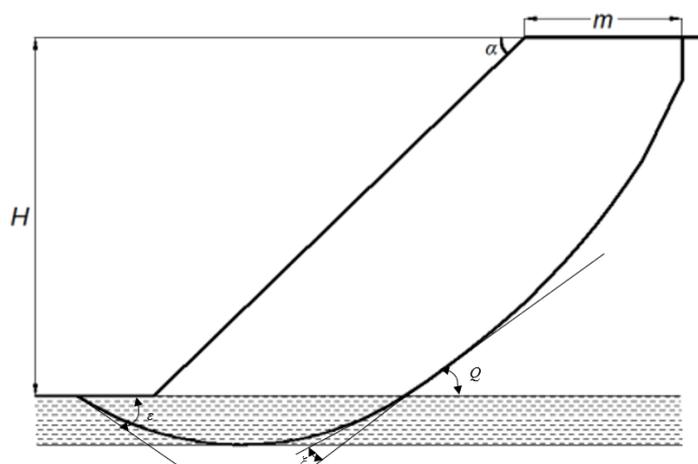


Рисунок 6.17 – Схема расчет устойчивости откоса при наличии слабого слоя

Построение поверхности скольжения по схеме деформирования откоса со слабым основанием, в нижней и верхней частях близко к построению, приведенному в схеме 1. На границе слоев поверхность скольжения имеет излом под углами:

$$Q = 45 + 0,5(\varphi_1 - \varphi_2) - 0,5 \arcsin \left(\frac{\sin \varphi_2}{\sin \varphi_1} \right); \quad (6.27)$$

$$\xi = \frac{\varphi_1 - \varphi_2}{2},$$

где: φ_1, φ_2 – угол внутреннего трения пород, залегающих выше и ниже нижней бровки откоса, соответственно.

Степень заглублиения поверхности скольжения зависит от мощности и физико-механических характеристик слабого слоя.

Расчет выполняется путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пункте 6.2.5.

6.2.24 Схема 12. Расчет устойчивости откоса при мульдообразном залегании пород (рис. 6.18).

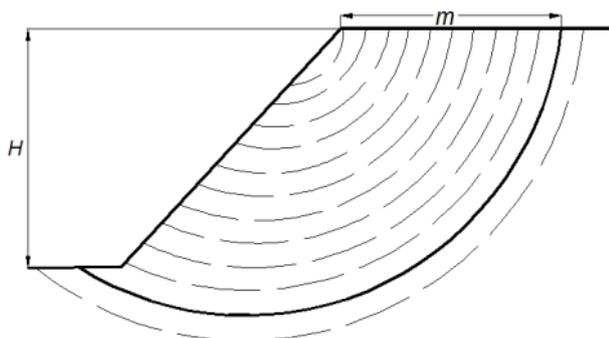


Рисунок 6.18 – Схема расчет устойчивости откоса при мульдообразном залеганием пород

В зависимости от рассматриваемого масштаба «откос-залегание горных пород» в расчетах могут использоваться схемы 8-10.

Расчет выполняется путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пункте 6.2.5.

6.2.25 Схема 13. Определение параметров откоса при его деформировании путем изгиба слоев (рис. 6.19). Данная схема применима при наличии крутопадающих поверхностей ослабления, направленных в массив (обратное падение) при $60 \leq \beta \leq 90$.

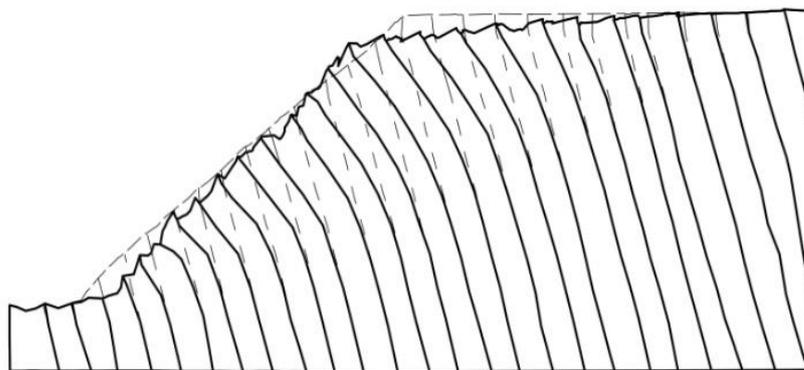


Рисунок 6.19 – Схема деформирования откоса путем изгиба слоев

В качестве приближенного и грубого подхода допустимо введение в угол изотропного откоса ($\alpha_{из}$) поправок ($\Delta\alpha$) на основании графика (рис. 6.20):

$$\alpha_{сл} = \alpha_{из} - \Delta\alpha \quad (6.28)$$

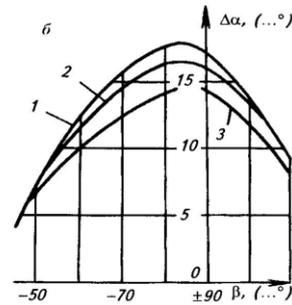
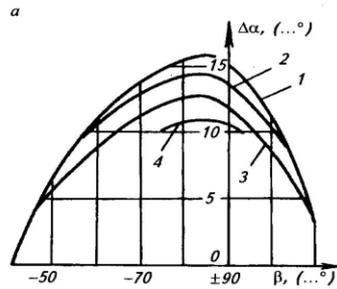
При углах изотропного откоса менее 42 град, определение поправки $\Delta\alpha$ по графикам, приведенным на рис. 6.20, приводит к некоторому увеличению запаса устойчивости.

Для более точной оценки необходимо проводить физическое или численное моделирование.

При проведении численного моделирования необходимо оценивать не только несущую способность откоса, но и возможные величины наблюдаемых деформаций. В качестве допустимых деформаций следует принимать значения, которые наблюдаются у откосов при коэффициенте запаса устойчивости 1,3. В случае принятия решения о возможности проявления больших значений деформаций, эксплуатация борта карьера на верхних горизонтах будет затруднена в виду раскрытия трещин и образования провалов.

а - при полном опрокидывании слоев

б - на момент скачка деформации (смещения 0,5-2 м и ширина заколов 0,3-0,6 м при H=100 м; смещения 1,0-4,0 м и ширина заколов 0,5-1,0 м при H=200 м; относительные деформации за призмой обрушения $(5-10) \cdot 10^{-3}$)



в - при появлении видимых трещин (смещения 0,1-0,2 м при H=100 м; смещения 0,2-0,4 м при H=200 м; относительные деформации в призме обрушения $(2-6) \cdot 10^{-3}$)

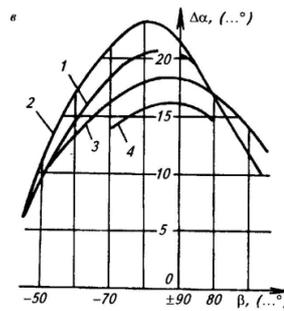


Рисунок 6.20 – Графики поправок к углам погашения изотропных откосов $\alpha_{из}$ при определении предельных углов наклона бортов в слоистых массивах по схеме 13:
 1 – $\alpha_{из} = 57^\circ, \varphi' = 17^\circ$; 2 – $\alpha_{из} = 52^\circ, \varphi' = 17^\circ$; 3 – $\alpha_{из} = 52^\circ, \varphi' = 24^\circ$; 4 – $\alpha_{из} = 52^\circ, \varphi' = 30^\circ$

6.2.26 Схема 14. Расчет устойчивости откосов при различной комбинации видов деформирования (рис. 6.21). Геолого-структурное строение отличается от схем 1-13 или представляет их комбинацию



Рисунок 6.21 – Схема деформирования откоса, в котором может наблюдаться различная комбинация механизмов разрушения

Расчет выполняется путем последовательных приближений с использованием методов, приведенных в пункте 6.2.5 и/или с применением физического или численного моделирования.

6.2.27 Конструктивный генеральный угол борта карьера определяется по формуле:

$$\alpha_r = \arctg \frac{H}{\sum B_i + \sum h_i \operatorname{ctg} \alpha'} \quad (6.29)$$

где: $\sum B_i$ – сумма длин всех горизонтальных берм (предохранительные и транспортные бермы), $\sum h_i \operatorname{ctg} \alpha'$ – сумм длин всех заложений откосов уступов в горизонтальной проекции.

Данная формула применяется для расчета технически допустимых углов, когда они меньше обоснованных расчетами устойчивости генеральных углов наклона бортов.

6.2.28 Схемы 4-6, 8-9, 13 применимы при условии, если простираание поверхностей ослабления отличается от простираания поверхностей бортов и уступов карьеров, разрезов не более чем на 20 град.

6.2.29 Построение выпуклого профиля борта карьера, разреза осуществляется путем установления максимального угла наклона для каждого его элемента, обеспечивающего его устойчивость и устойчивость всех групп элементов борта, начиная с нижнего элемента на уровне дна карьера, разреза (рис. 6.22).

Допускается построение уступов сложного (полигональной и другие) профиля.

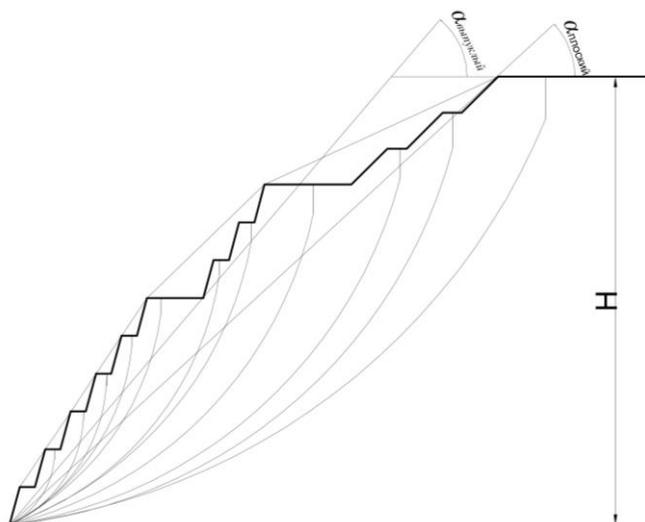


Рисунок 6.22 – Схема построения откоса с предельными параметрами

6.2.30 Параметры уступов определяются структурным строением и физико-механическими свойствами горных пород и их контактов.

6.2.31 Углы откосов несвязных горных пород (песков, галечников, гравия) принимают равными углам их естественного откоса – 35-38.

6.2.32 При обосновании параметров уступов в выветрелых породах необходимо учитывать, что углы откосов будут меньше, чем у откосов, сложенных одноименными породами вне этой зоны на 5-15 град.

6.3. Методы численного моделирования

6.3.1 Методы численного моделирования расширяют возможности оценки устойчивости откосов. Численное моделирование может быть важным в следующих случаях:

- заверка результатов расчетов методом предельного равновесия;
- схемы деформирования откосов, отличающихся от схем, приведенных в разделе 6.2;
- прогноз деформаций и напряжений, что весьма важно при комбинированной разработке месторождений;
- при учете нелинейного поведения горных пород в различных напряженных состояниях;
- оценка влияния динамического воздействия от оборудования или землетрясений;
- учет теплофизических процессов.

6.3.2 Численным моделированием решаются задачи механики сплошной среды (методы конечных элементов, конечных разностей, граничных элементов и др.), дискретных сред (метод дискретных элементов или его аналоги), переходные задачи дискретно-сплошной среды (метод конечно-дискретных элементов).

6.3.3 При численном моделировании расчет коэффициента запаса устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов осуществляется путем поэтапного снижения прочности на сдвиг до появления в расчете пластических деформаций.

6.3.4 Коэффициент запаса, полученный при численном моделировании методом снижения прочности, эквивалентен коэффициенту запаса, определяемому методами предельного равновесия.

6.3.5 Для моделирования прибортовых массивов могут использоваться различные модели деформирования массива (упругая, упруго-пластическая, с упрочнением, с разупрочнением) с применением различных критериев прочности массива (Кулона-Мора, Хука-Брауна и др.).

6.3.6 Границы численных моделей по высоте и в плане должны быть удалены за границы возможной зоны деформирования массива. Сами границы должны быть закреплены или нагружены, исходя из заданных смещений или напряжений.

Рекомендуемые границы модели относительно высоты откоса представлены на рисунке 6.23. При выполнении только расчетов коэффициентов запаса допускается уменьшить границы, указанные на данном рисунке.

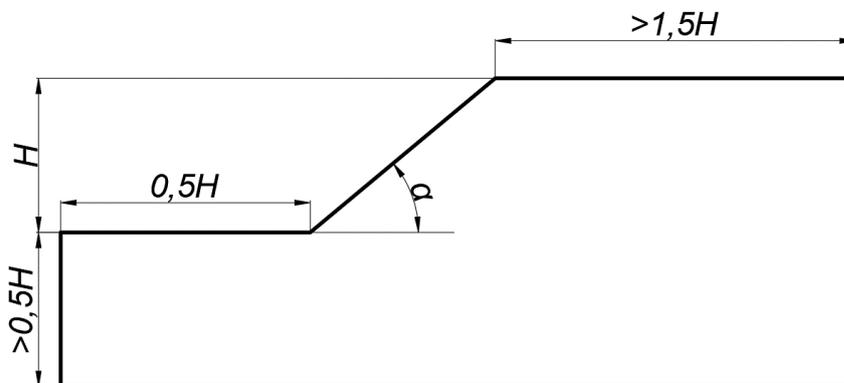


Рисунок 6.23 – Рекомендуемые границы модели для численного моделирования

6.3.7 При моделировании скальных массивов необходимо учитывать структурное строение прибортового массива. Все нарушения учитываются только в явном виде с учетом фактического их расположения. Поверхности ослабления в зависимости от степени изученности строения прибортового массива могут быть заданы в явном и неявном виде.

6.3.8 В неявном виде подразумевается введение коэффициентов структурного ослабления в прочностные и деформационные свойства горных пород, полученных в лабораторных условиях или использование эквивалентных свойств.

6.3.9 При подробном изучении массива при численном моделировании допускается задавать трещиноватость в явном виде: указать элементы залегания, длину поверхности ослабления и породных перемычек.

6.3.10 При использовании критерия Хука-Брауна может решаться комбинированная задача: снижение свойств массива на основании рейтинговых классификаций и указания в явном виде поверхностей ослабления необходимого ранга.

6.3.11 При численном моделировании действие давления воды в прибортовом массиве необходимо учитывать сеткой порового давления, либо заданием уровня подземных вод.

6.3.12 Возможное сейсмическое воздействие может быть учтено следующими способами: псевдостатический способ, метод Ньюмарка, решение динамической задачи путем задания полной или синтезированной акселерограммы.

6.3.13 На первом этапе моделирования необходимо воссоздать начальные условия до ведения горных работ с учетом природного поля напряжений и гидрогеологических условий.

6.3.14 Количество моделируемых этапов определяется в зависимости от сложности решаемой задачи и определяется техническим специалистом.

6.4. Методы физического моделирования

6.4.1 Методы физического моделирования необходимо использовать для особо сложных горно-геологических условий, а также в случаях, когда помимо оценки несущей способности прибортовых массивов требуется оценить их деформации на различных этапах отработки месторождения и при разной степени устойчивости откосов. Также данный метод следует применять для установления механизмов деформационных процессов, проявляющихся при отработке месторождения.

6.4.2 Основным методом физического моделирования прибортовых массивов в различных горно-геологических условиях является моделирование на эквивалентных материалах (ЭМ).

6.4.3 Метод моделирования ЭМ базируется на теории подобия и заключается в воспроизведении в определенном масштабе структуры и физико-механических характеристик массива, реального процесса добычи полезного ископаемого, определении качественных и количественных характеристик напряжений и деформаций в массиве.

6.4.4 При физическом моделировании следует соблюдать следующие критерии подобия:

– геометрическое подобие:

$$\alpha_l = \frac{l}{L}, \quad (6.30)$$

где: l, L – размеры в модели и в натуре;

– динамическое подобие:

$$\alpha_\gamma = \frac{\gamma_m}{\gamma_n}, \quad (6.31)$$

где: γ_m, γ_n – объемные веса в модели и в натуре;

– кинематическое подобие:

$$\alpha_t = \frac{t}{T}, \quad (6.32)$$

где: t, T – время протекания процессов в модели и в натуре.

6.4.5 При моделировании процессов деформирования и разрушения горных пород необходимо соблюдение следующих условий:

$$N_m = \alpha_l \alpha_\gamma \alpha_t N_n; \quad \operatorname{tg} \varphi_m = \operatorname{tg} \varphi_n; \quad v_m = v_n \quad (6.33)$$

где: N_m, N_n – физико-механические характеристики модели и природы, имеющие размерность сила/ площадь; ν_m, ν_n – коэффициент Пуассона в модели и в натуре.

Полнота соблюдения критериев подобия определяется решаемой геомеханической задачей.

6.4.6 При моделировании геомеханических процессов должны соблюдаться начальные и граничные условия.

6.4.7 Для обеспечения критериев подобия и граничных условий необходимо соблюдение технологии создания физических моделей.

6.4.8 Моделирование откосов осуществляется весьма часто на стендах с размерами (1,0-2,0)х(1,0-2,5)х(0,2-0,5) м (длина, высота, ширина).

6.4.9 В качестве ЭМ часто применяются следующие материалы, которые условно можно разделить на два типа:

а) «легкие» смеси: парафиновые, вазелиновые, гипсовые смеси,

б) «тяжелые» смеси: смеси кварцевого песка и технического масла, кварцевого песка, технического масла и чугунной буровой дроби.

Для моделирования пластичных слоев применяются смеси солидола и слюды. Для имитации поверхностей ослабления – узкие пластины из органического стекла, покрытого слюдой, графитом, тальком или тонким слоем солидола. Возможно применение отдельно только слюды.

Для моделирования могут использоваться и другие материалы, позволяющие соблюсти критерии подобия.

Усредненные физико-механические свойства ЭМ приведены в таблице Б1 приложения Б.

Перемешивание компонентов для создания смесей ЭМ осуществляется в специальных смесителях.

6.4.10 ЭМ укладываются в заранее подготовленную опалубку на стенде слоями толщиной не более 5-6 см. При формировании слоя смесь укатывается специальными катками, обеспечивающими необходимое давление. Плотность смеси оказывает значительное влияние на сопротивляемость сдвигу ЭМ.

Для ограничения перемещений элементов модели в направлении, перпендикулярном её боковым граням, модель ограничивается боковыми стенками (опалубкой), которая остаётся неподвижной во время эксперимента, либо укладываются в модель «тяжи».

Для уменьшения влияние трения между стенками и моделью применяются различного рода смазки, пластичные волокна и т.п. Тяжи полностью исключают данные

недостатки. Тяжи представляют собой парные шайбы диаметром 50 мм и толщиной 5-6 см, соединенные между собой металлическими стержнями длиной 50 см.

6.4.11 Для контроля геомеханических процессов в модель, либо на ее поверхность укладываются датчики или марки контроля состояния модели (смещения, напряжения, акустические датчики и т.д.).

6.4.12 Степень подробности и этапность физического моделирования зависит от сложности и детальности моделируемых геомеханических процессов.

Отработка модели (приведение модели от исходного положения к моменту предельного равновесия) производится чаще всего тремя способами:

- а) путем плавного поворота рамы стенда;
- б) постепенным увеличением высоты откоса при постоянном угле заоткоски модели;
- в) постепенным увеличением высоты и угла откоса модели.

Преимущество отдается третьему способу, так как порядок отработки модели в этом случае ближе подходит к реальным условиям, повторяя технологию оформления бортов карьеров с момента их отработки до подхода к проектному контуру.

Одновременно с отработкой ведется наблюдение за характером развития деформаций в модели. Параметры модели в процессе опыта замеряются постоянно вместе с фиксированием деформаций, а также после обрушения откоса.

Пример моделирования ЭМ борта карьера представлен на рисунке Б1 приложения Б.

6.4.13 По окончании работ производится камеральная обработка результатов моделирования.

6.5. Вероятностный метод

6.5.1 Для решения задач по оценке устойчивости вероятностными методами необходимо разделять два принципиально разных подхода к вероятностной оценке:

- оценка вероятности обрушения скальных уступов;
- оценка вероятности обрушения бортов и их участков карьеров, а также уступов, дисперсных пород.

6.5.2 Для обоснования оптимальных параметров уступов и берм карьеров необходимо выбрать критерии приемлемости деформаций, которые определяют параметры всех конструктивных элементов уступов и берм. Такие критерии должны быть определены Недропользователем, исходя из политики Компании в области управления рисками, параметров применяемого оборудования, степени важности тех или иных участков бортов карьеров и др.

6.5.3 Для определения параметров уступов и берм карьеров, сложенных скальными породами, используются методы вероятностного анализа, и расчеты выполняются исходя из разброса исходных данных или с использованием концепции ключевых блоков Р. Гудмана.

6.5.4 Основная суть методики ключевых блоков состоит в том, что моделируются потенциальные вывалы породных блоков из уступов, на основании статистического разброса залегания трещиноватости.

При проведении анализа необходимо использовать нижеперечисленные данные:

- элементы залегания поверхностей ослабления. Определяется усредненная ориентация системы нарушений, в том числе средний угол падения ($0-90^\circ$) и направление падения ($0-360^\circ$) по часовой стрелке от севера.

- интенсивность поверхностей ослабления. Среднее расстояние между системами трещин указывается как средняя величина; также необходимо знать минимальное и максимальное расстояние.

- протяженность поверхностей ослабления. Протяженность поверхностей ослабления указывается как средняя; также необходимо знать минимальную и максимальную длину.

- сопротивление сдвигу по поверхностям ослабления. Для проведения анализа необходимо знать средние значения углов трения и сцепления по системам трещин. Для оценки сопротивления сдвигу используется простой линейный критерий Кулона-Мора. Поверхности ослабления включают в себя: мелкие разломы, слоистость, трещины и т.д.

- геометрия уступа. Необходимые данные: угол и направление падения откоса уступа; высота и ширина бермы.

- трещины и другие нарушения в массиве формируют блоки. При ведении горных работ такие блоки обнажаются в поверхностях выработок. Ключевой блок – блок, способный беспрепятственно обрушиться в выработку. Ключевые блоки важны с точки зрения устойчивости, поскольку, обычно, они обрушаются в выработку в первую очередь. Такие ключевые блоки представляют собой угрозу безопасности и производственный риск, и должны внимательно изучаться при проектировании горных выработок.

В методе анализа ключевых блоков Гудмана и Ши [17] каждый моделируемый блок оценивается на предмет его подвижности в окружающем массиве. В случае выявления неустойчивости блока, такой блок относится к категории ключевых блоков. После выявления ключевого блока производится оценка и учет его подвижности и устойчивости для анализа устойчивости всего уступа (рис. 6.24).

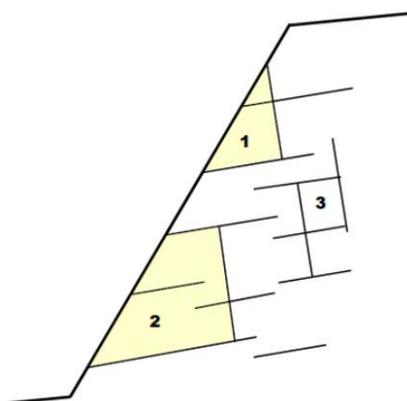


Рисунок 6.24 – Виды блоков в прибортовом массиве: 1 - ключевой блок, 2 - подвижный блок с параллельными поверхностями, 3 - всесторонне ограниченный блок

Расположение и пересечение проекций нарушений позволяют определить наличие блока на контуре выработки. Возможность развития отсекающих плоскостей, ограничивающих размер блока в массиве, проверяется путем анализа расположения плоскостей нарушений вдоль линий пересечения нарушений, обнаженных на контуре выработки.

Устойчивость подвижного блока определяется, в первую очередь, в зависимости от направления скольжения. Сначала определяются поверхности, находящиеся в контакте, после чего оценивается распределение веса на каждую поверхность. После чего, для оценки способности сопротивления скольжению выполняется простой анализ методом Кулона.

Для проведения таких расчетов приемлемо выбирать прямолинейный участок протяженностью 100-200 м.

6.5.5 Вероятность обрушения скальных уступов определяется путем отнесения длины обрушенной верхней бровки уступа к анализируемой длине уступа, выраженная в процентах:

$$BO = \frac{L_{об}}{L} \times 100; \quad (6.34)$$

$$BO = \text{частота случаев } [n \leq 1], \% \quad (6.35)$$

6.5.6 Оценка вероятности обрушения бортов и их участков карьеров, а также уступов, сложенных из дисперсных пород, производится на основании учета вариации исходных данных используемых в расчетах.

Более высокий расчетный коэффициент запаса устойчивости (n) не во всех случаях отражает более благоприятную ситуацию. На рисунке 6.25 представлены два случая определения устойчивости откосов со средними коэффициентами запаса $n(a)$ и $n(b)$, где коэффициент запаса для откоса (b) выше – $n(a) < n(b)$. Однако, ввиду высокой неопределенности исходных данных вероятность разрушения откоса (b) выше

$BO(a) < BO(b)$, что характеризуют заштрихованные области (синим- $BO(a)$ и красным- $BO(b)$). Это означает, что случай (б) более рискованный, хотя и с большим коэффициентом запаса.

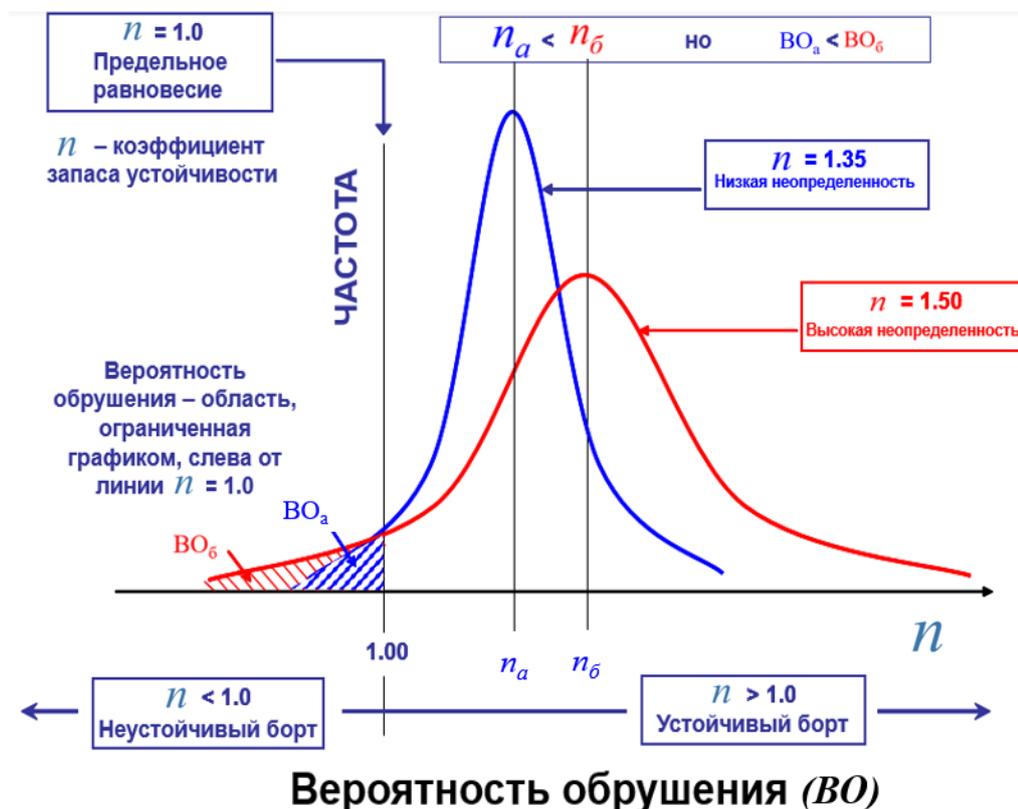


Рисунок 6.25 – Влияние неопределенности исходных данных на вероятность обрушения

При оценке устойчивости бортов карьеров и их участков, а также уступов, сложенных дисперсными породами, вероятностный подход используется как дополнительный к детерминированному способу для учета влияния изменчивости факторов на любом этапе проектирования карьера.

Вероятность обрушения откоса может определяться несколькими методами – путем многократного определения его запаса устойчивости при различных исходных параметрах, выбираемых методом Монте-Карло в диапазоне варьирования значений, методом точечного определения (point estimate methods), а также его частные случаи – методы чувствительного фактора (response influence factor method), поверхностного отклика (response surface method) и др.

Перед проведением вероятностного анализа устойчивости возможно проведение анализа чувствительности – проведение множества детерминированных расчетов с изменением случайным образом одного из исходных параметров в пределах его изменчивости, другие параметры не варьируются. Изменяя один параметр в пределах его

статистической изменчивости, определяют его влияние на коэффициент запаса устойчивости.

6.5.7 По результатам многовариантных расчетов вероятность обрушения бортов карьеров, их участков и уступов, сложенных дисперсными породами, определяется долей результатов расчета с коэффициентом запаса меньше 1 ко всему объему расчетов: $BO = \text{частота случаев } [n \leq 1], \%$ (рис. 6.26).

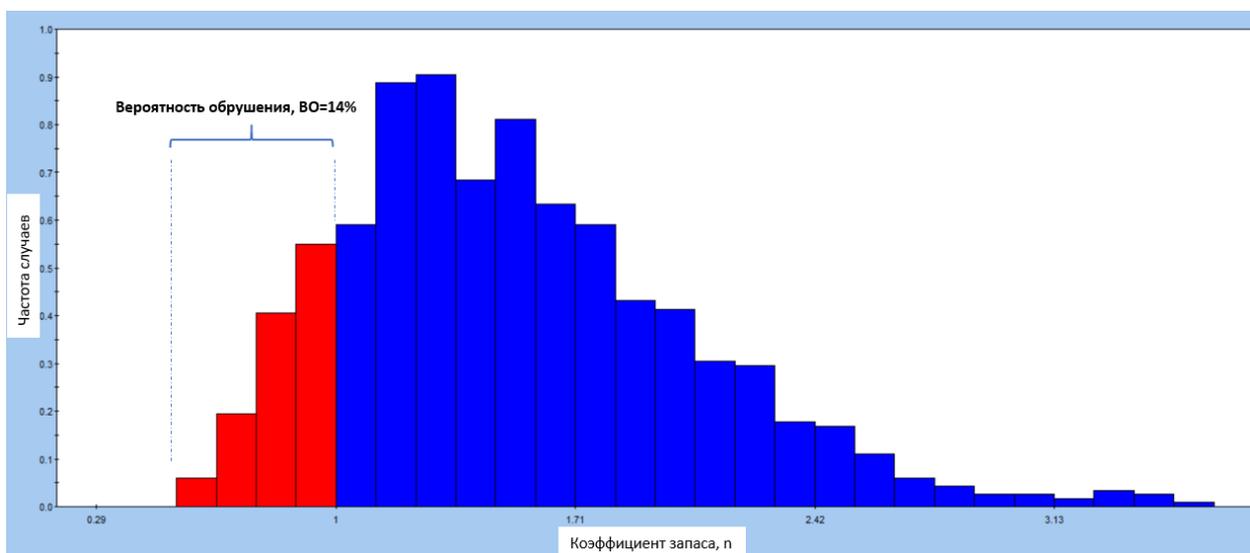


Рисунок 6.26 – Вероятность обрушения борта или участка между съездами

7. Оценка устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов

7.1 Оценка устойчивости бортов карьеров и отвалов в трехмерной постановке

7.1.1 При оценке устойчивости криволинейных в плане откосов необходимо учитывать наличие бокового распора, таблица 7.1. К криволинейным следует относить откосы протяженностью (l) не менее $3H$ (высота откоса).

7.1.2 Выполнение расчетов для криволинейных в плане откосов допускается осуществлять в плоской постановке. В этом случае коэффициенты запаса могут иметь значения ниже, чем при учете криволинейности в плане.

7.1.3 На предпроектных работах и при составлении ТЭО допускается использовать инженерные расчеты с введением поправки в угол откоса, рассчитанного в плоской постановке. На этапе проектирования и на последующих этапах отработки месторождений, при получении коэффициента запаса менее нормативного значения и необходимости учета криволинейности борта в плане, требуется выполнение поверочных расчетов в трехмерной постановке.

7.1.4 Внесение поправки к углу плоского откоса, по дну близкого к круглой форме в плане горных работ, производится следующим образом:

– в соответствии с инженерно-геологическими условиями и схемой деформирования прибортового массива производится расчет в плоской постановке и по расчетным исходным данным (C_n, φ_n) определяется величина H_{90} , а также угол наклона α_{nl} и высота откоса H при заданном нормативном коэффициенте запаса;

– для определения поправки $\Delta\alpha$ для вогнутых в плане откосов определяется радиус кривизны нижней бровки R_n и рассчитывается условная величина $R' = R_n/H_{90}$;

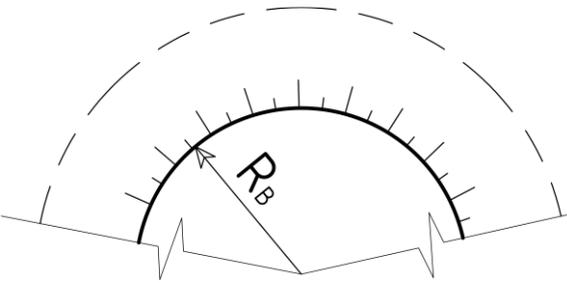
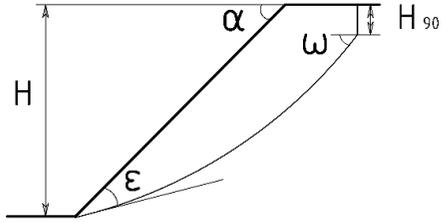
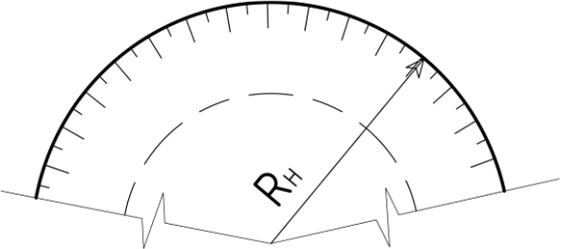
– для определения поправки $\Delta\alpha$ для выпуклых в плане откосов определяется радиус кривизны по верхней бровке R_v и рассчитывается условная величина $R' = R_v/H_{90}$;

– из графика на рисунке 7.1 определяется поправка $\Delta\alpha$ для вогнутого и выпуклого в плане откоса; для случаев, не предусмотренных рисунком 7.1, рекомендуется проводить трехмерное моделирование;

– угол откоса, вогнутого в плане, определяется по формуле:

$$\alpha = \alpha_{nl} + \Delta\alpha. \quad (7.1)$$

Таблица 7.1 – Методы и схемы расчетов устойчивости бортов карьеров различной конфигурации в плане

№ п/п	Описание	Форма карьера в плане	Схема расчета в плоской постановке	Метод определения устойчивости
1	2	3	4	5
1	Участок карьера выпуклый в плане		 <p>Плоский квазиизотропный откос</p>	<p>На предпроектном этапе и стадии ТЭО допустимо внесение в угол откоса поправки $\Delta\alpha$ по графику на рисунке 7.1, где $R' = R_B / H90$.</p>
2	Карьер по форме круглый в плане		<p>Плоский квазиизотропный откос</p>	<p>На предпроектном этапе и стадии ТЭО допустимо внесение в угол откоса поправки $\Delta\alpha$ по графику на рисунке 7.1, где $R' = R_H / H90$.</p>
3	<p>Борта карьера со сложными горнотехническими, инженерно-геологическими условиями, выпуклые участки бортов, примыкающие к закруглениям, прямолинейные зажатые участки, карьеры эллипсоидальной формы, карьеры, круглые в плане по верхней бровке и квадратные по подошве и др.</p>			<p>При проектировании и на последующих этапах освоения месторождений, а также для условий, описанных в столбцах 2 и 3 необходимо выполнение поверочных расчетов в трехмерной постановке.</p>

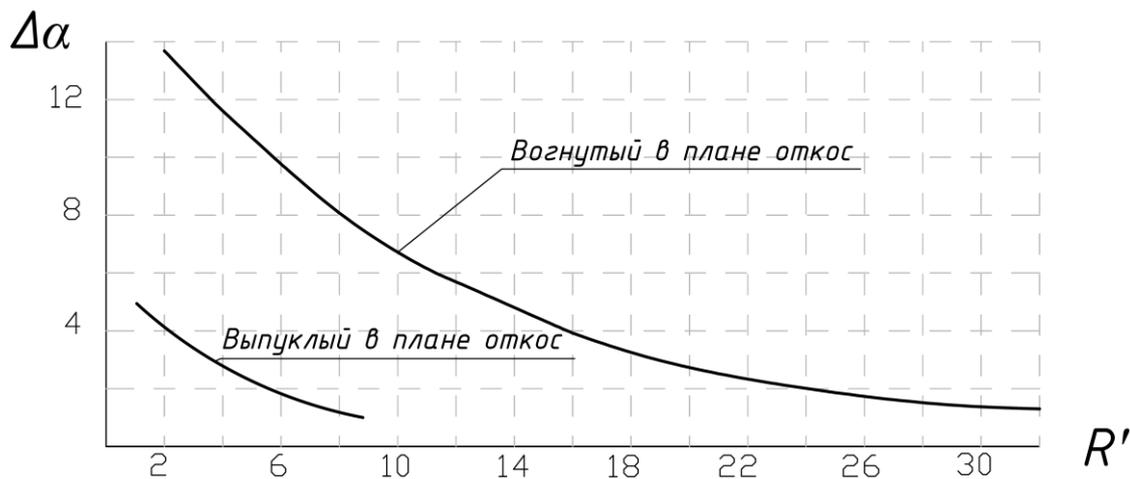


Рисунок 7.1 – График зависимости поправки к углу наклона борта от радиуса кривизны подошвы выработки

7.1.5 На прямолинейных участках бортов, где установлены поверхности ослабления, секущие борт, приближенный коэффициент запаса данного участка может быть определен как средневзвешенный коэффициент запаса по ряду профилей, параллельных направлению возможного сдвижения (рис. 7.2):

$$n_{\text{ср.взв}} = \frac{n_1 P_1 + n_2 P_2 + \dots + n_n P_n}{P_1 + P_2 + \dots + P_n}, \quad (7.2)$$

где: n_n – коэффициент запаса, полученный в плоской постановке по n -ому расчетному профилю; P_n – вес призмы возможного обрушения.

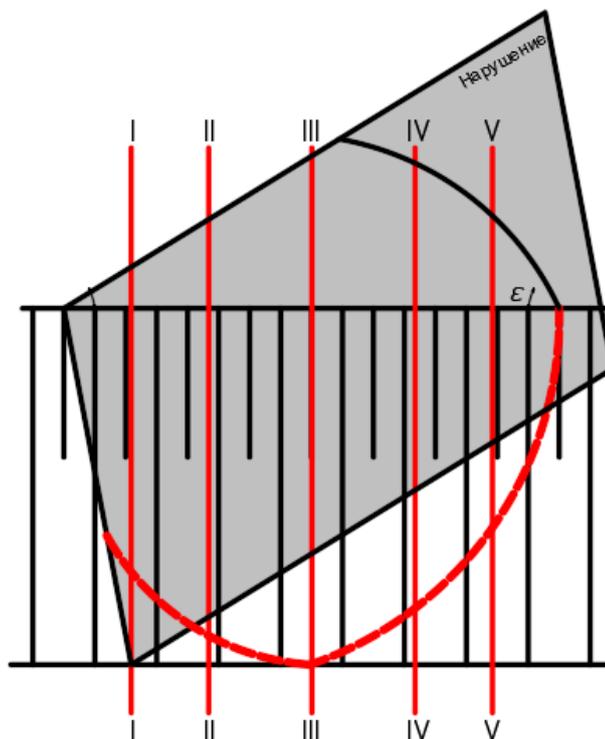


Рисунок 7.2 – Пример расчет устойчивости откоса по ряду профилей

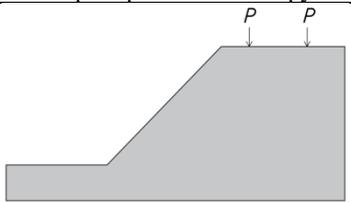
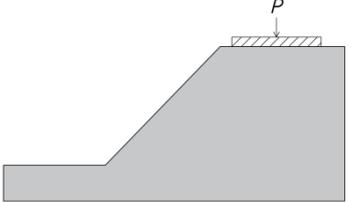
7.1.6 Оценка устойчивости бортов карьеров в объемной постановке следует осуществлять с применением программных продуктов, основанных на методах предельного равновесия и численного моделирования.

7.2. Оценка устойчивости откосов, с учетом воздействия статических сил от технологического оборудования и объектов инфраструктуры

7.2.1 Влияние нагрузок от оборудования, зданий или сооружений на устойчивость уступов карьера, разреза, сложенных скальными и полускальными породами, должно учитываться при стационарном размещении капитальных сооружений. Учет влияния нагрузок от оборудования, зданий или сооружений на устойчивость уступов карьера, разреза, ярусов отвалов, сложенных слабыми породами (глинистые, суглинистые, супесчаные обводненные) и отвальными смесями является обязательным во всех случаях, за исключением кратковременных нагрузок, возникающих при передвижении оборудования.

7.2.2 Имеющие место на горных предприятиях нагрузки, действующие на горный массив или на тело отвала, можно разделить на два типа: сосредоточенная и распределенная нагрузка, таблица 7.2.

Таблица 7.2 – Виды нагрузок на откосы уступов и ярусов отвалов от технологического оборудования и объектов инфраструктуры

Вид нагрузки	Описание	Схема распределения нагрузки
Сосредоточенная нагрузка	Нагрузка передаёт свое действие на площадку уступа (яруса отвала), через очень малые площади (давление колес автотранспорта, опор строительной техники)	
Распределённая нагрузка	Действует на большой площади соприкосновения оборудования с массивом уступа или яруса отвала (фундаменты опор конвейеров, зданий и сооружений, отвалы)	

7.2.3 Оценка устойчивости откосов с учётом воздействия статических сил от технологического оборудования и объектов инфраструктуры (нагрузки), производится путём расчётов призмы, ограниченной наиболее напряжённой поверхностью, на предельное равновесие.

7.2.4 Учет горного оборудования, зданий или сооружений при их расположении на бермах может осуществляться двумя способами:

- увеличения высоты уступа на мощность эквивалентного слоя $h_э$;

В качестве расчётных характеристик используются физико-механические свойства массива горных пород рассчитываемого откоса (угол внутреннего трения φ ; сцепление C ; плотность пород ρ), с учётом введенного коэффициента запаса, а также параметры оборудования (размеры опорных частей оборудования, вес оборудования), здания.

7.2.7 Расчёт устойчивости откоса производится без учёта защемления призмы, ограниченной наиболее напряжённой поверхностью скольжения, со стороны участков, не нагруженных весом оборудования. Наличие этого защемления повышает коэффициент запаса устойчивости, поэтому коэффициент запаса устойчивости откоса, вычисленный без учёта бокового защемления, будет несколько ниже действительного.

7.2.8 Для определения наиболее напряжённой поверхности скольжения с учётом веса горного оборудования или объектов инфраструктуры, расположенных на откосе, расчёт выполняется по ряду потенциальных поверхностей скольжения с учётом дополнительной нагрузки ΔP от веса оборудования (рис. 7.3).

7.2.9 Нагрузка от оборудования или объектов инфраструктуры, расположенных вблизи верхней бровки откоса, чаще всего распространяется на призмы, ограниченные малыми поверхностями скольжения, которые по своему весу соизмеримы с весом оборудования. В связи с этим расчет устойчивости уступов карьеров, разрезов и ярусов отвалов должен выполняться для верхней части уступа (первые метры от верхней бровки) и на всю высоту (рис. 7.4). Выбор схемы деформирования уступов осуществляется в соответствии с разделом 6.3.

7.2.10 Построение поверхности скольжения осуществляется следующим образом:

– в верхней части поверхности скольжения наклонены к верхней площадке под углом $\omega = 45 + \frac{\varphi_n}{2}$, при условии, что удельное давление оборудования на 1 м^2 опорной части больше величины напряжения σ_0 , рассчитываемой по формуле (7.3), то наклонные участки расчётных поверхностей будут начинаться непосредственно под опорной частью оборудования;

$$\sigma_0 = 2C_n \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi_n}{2} \right); \quad (7.4)$$

– если удельная нагрузка опорной части оборудования на 1 м^2 меньше σ_0 , то наклонные участки расчётных профилей скольжения будут начинаться с глубины H'_{90} :

$$H'_{90} = \frac{\sigma_0 - \frac{P}{ab}}{\gamma}; \quad (7.5)$$

– в средней и нижней части расчётные поверхности имеют вид плавных криволинейных поверхностей, которые выходят на поверхность откоса под углом ε :

$$\varepsilon = 45 - \frac{\varphi_n}{2}. \quad (7.6)$$

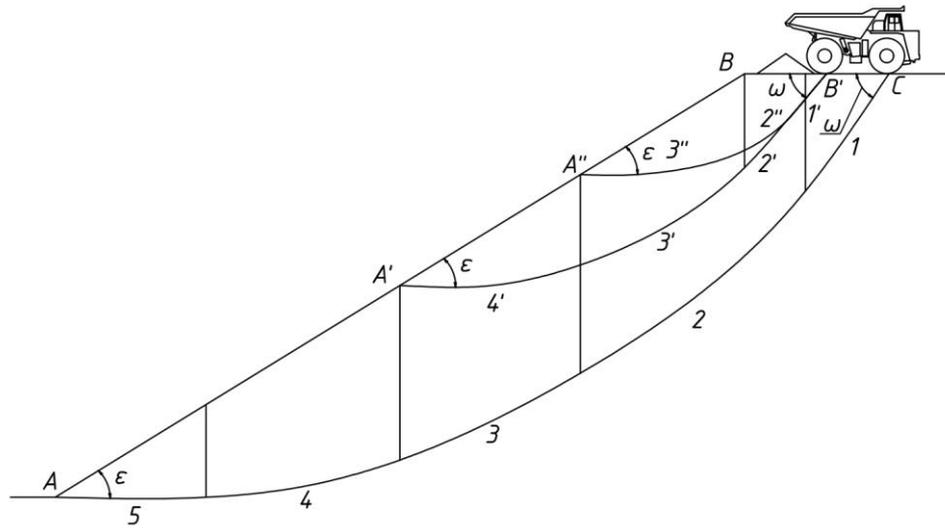


Рисунок 7.4 – Пример схемы расчёта устойчивости откоса, нагруженного автосамосвалом

7.2.11 Для того чтобы вычислить коэффициент запаса устойчивости нагруженного откоса с учётом бокового защемления, расчёт выполняется по нескольким поперечным профилям, рисунок 7.4. Отношение удерживающих сил по всем расчётным профилям к сдвигающим силам будет равно коэффициенту запаса устойчивости нагруженного участка откоса с учётом того, что поверхность скольжения имеет циркуобразную форму и пересекает верхнюю бровку уступа под углом ε (рис. 7.5).

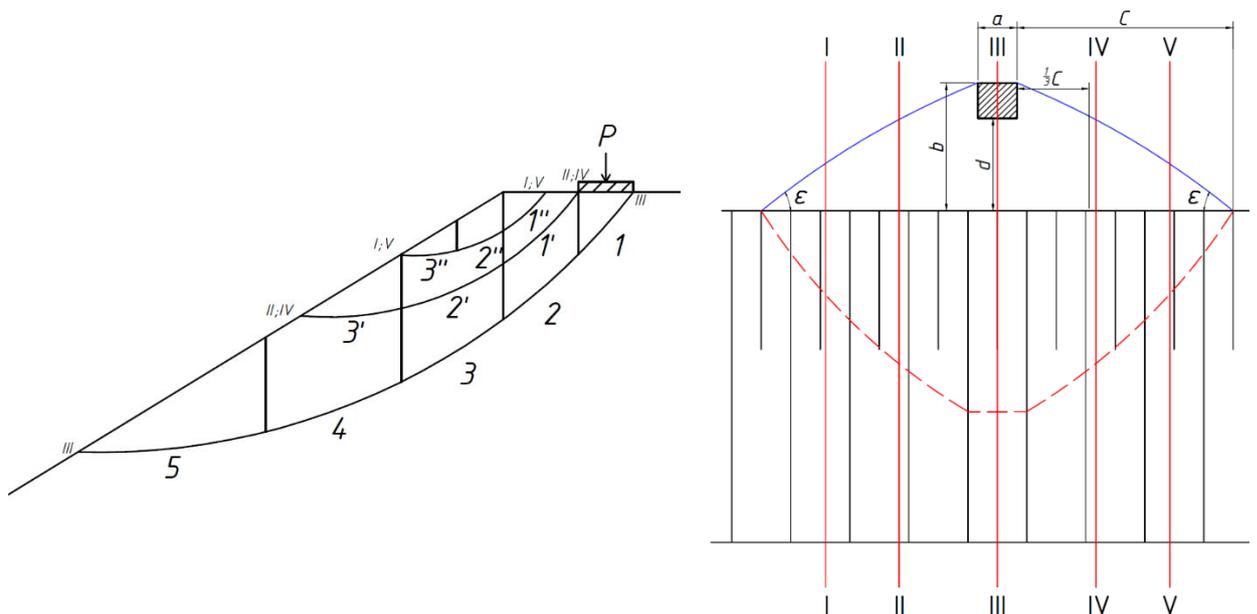


Рисунок 7.5 – Схема к расчёту устойчивости откоса с учётом бокового защемления призмы, оконтуренной наиболее напряжённой поверхностью скольжения

7.2.12 Для ответственных участков с неблагоприятными инженерно-геологическими условиями дополнительно может быть учтено динамическое воздействие

от горного оборудования и от сооружений инфраструктуры. Оценка динамического воздействия осуществляется с привлечением специализированной организации. При решении общих задач динамическое воздействие не учитывается.

7.2.13 Расчет устойчивости нагруженных откосов может выполняться как ручными методами, так и в специализированном программном обеспечении в двумерной или трехмерной постановке.

7.3. Оценка устойчивости обводненных откосов

7.3.1 Подземные воды оказывают неблагоприятное влияние на устойчивость откосов, которое проявляется в:

- изменении напряженного состояния прибортового массива горных пород за счёт гидродинамического давления и гидростатического взвешивания;

- суммарное влияние гидростатического взвешивания и гидродинамического давления проявляется как гидростатическое давление, действующее по поверхности скольжения и направленное по нормали к ней; гидростатическое давление снижает эффективные напряжения в массивах горных пород и способствует уменьшению сил, удерживающих массивы в устойчивом состоянии;

- снижении прочности пород, склонных к набуханию; под влиянием подземных и поверхностных вод песчано-глинистые породы разуплотняются, увлажняются и набухают, что может приводить к оползанию слагаемых ими уступов;

- фильтрационных деформаций – поверхностная эрозия, оплывание, суффозия и другие.

7.3.2 Гидростатическое давление и снижение прочностных свойств горных пород могут одновременно оказывать негативное влияние на устойчивость откосов.

7.3.3 При выполнении расчетов необходимо учитывать все водоносные горизонты, представленные в прибортовом массиве.

7.3.4 В расчетах устойчивости откосов гидростатическое давление и подтопление прибортового массива учитывается в уравнении баланса сил (6.3).

7.3.5 Силы гидростатического давления необходимо учитывать как в хорошо проницаемых породах, так и на участках, сложенных слабопроницаемыми глинистыми и скальными породами, в связи с тем, что в них могут наблюдаться высокие напоры.

7.3.6 Прогноз распределения уровней подземных вод вблизи откоса в простых условиях может осуществляться с использованием аналитических методов, для всех остальных случаев с использованием моделирования.

7.3.7 Для оценки распределения уровней подземных вод вблизи откоса, необходимо учитывать наличие участка высачивания на откосах карьера:

– совершенный незатопленный карьер:

$$h_{\text{выс}} = \frac{q}{k}(m + 0,5); \quad 0 < m < 1 \quad h_{\text{выс}} = 0,75 \frac{q}{k}(m + 1), \quad (7.7)$$

где: $h_{\text{выс}}$ – высота высачивания подземных вод, м; m – заложение откоса выработки; q – удельный водоприток, м²/сут; k – коэффициент фильтрации пород, м/сут.

– совершенный затопленный карьер:

$$\frac{q}{k} = \frac{h_{\text{выс}}}{m_c + 0,5} \left[1 + \frac{h_k}{h_{\text{выс}} + \frac{m_M h_k}{2(m_c + 0,5)(m_M + 0,5)}} \right], \quad (7.8)$$

где: m_c и m_M – заложения надводной и подводной частей откоса.

– несовершенный незатопленный карьер:

$$\frac{q}{k} = \frac{h_{\text{выс}}}{m} \left[1 + \frac{T}{h_{\text{выс}} + \frac{0,45 T}{m}} \right], \quad (7.9)$$

где: T – коэффициент водопроводимости, м²/сут;

– несовершенный затопленный карьер:

$$\frac{q}{k} = \frac{h_{\text{выс}}}{m_c} \left[1 + \frac{h_k}{h_{\text{выс}} + \frac{h_k}{(2 + \frac{1}{m_M})m_c}} + \frac{T}{h_{\text{выс}} + h_k \frac{m_M + 0,45 \frac{T}{m_c}}{m_c}} \right]. \quad (7.10)$$

7.3.8 Для оценки распределения напоров вблизи откоса в простых условиях можно применять следующие зависимости:

– при одномерном потоке с неизменным расходом q и постоянной проводимостью, напорного водоносного горизонта

$$H(x) = H_0 - \frac{H_0 - H_1}{L} x. \quad (7.11)$$

где: H_0 , H_1 – напоры на контуре разгрузки и питания соответственно, м; L – расстояние между контуром разгрузки и питания, м.

– при одномерном безнапорном однородном потоке на горизонтальном водоупоре применяется уравнение Дюпюи:

$$h^2(x) = h_0^2 - \frac{h_0^2 - h_1^2}{L} x, \quad (7.12)$$

где: h_0 , h_1 – мощность безнапорного потока на контуре разгрузки и питания соответственно, м.

7.3.9 Расчеты установившейся фильтрации в типовых условиях для определения снижения уровней вблизи выработки следует производить по выделенным лентам тока.

– расчет удельного расхода при установившейся фильтрации в безнапорном потоке:

$$q = k \frac{h_1^2 - h_2^2}{2(x_1 - x_2)}, \quad (7.13)$$

где: h_1 и h_2 – мощность безнапорного потока в точках x_1 и x_2 , м; k – коэффициент фильтрации, м/сут;

– расчет при неустановившейся фильтрации в неограниченном пласте при отсутствии инфильтрационного питания по площади:

$$h_r = \sqrt{h_e^2(r) - (h_1^2 - h_2^2)(1 - R(\gamma, r'))}, \quad (7.14)$$

где: $h_e(r)$, h_1 и h_2 – мощность потока в естественных условиях в расчетной точке, на контуре питания и на контуре дренажа, м; $R(\gamma, r')$ – табулированная функция (рисунок 7.6)

$$\gamma = \frac{at}{r_k^2}; \quad (7.15)$$

$$r' = \frac{r}{r_k}; \quad (7.16)$$

где: r_k – приведенный радиус карьера, м; r – расстояние от оси выработки до расчетной точки; a – коэффициент уровнепроводности, м²/сутки; t – время от начала снижения напоров в пласте;

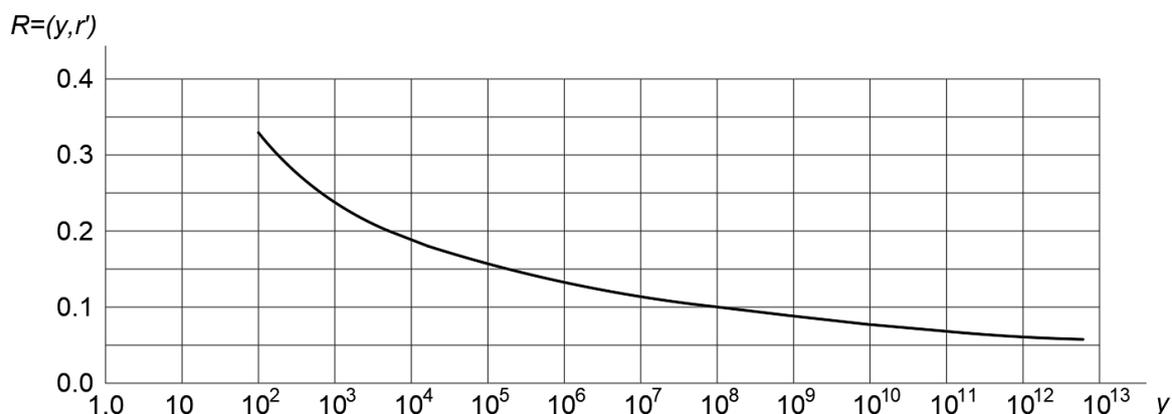


Рисунок 7.6 – График функции $R(\gamma, r')$, график применим при $10 < r' < 2500$ и $10^2 < \gamma < 10^{13}$

– расчет плоскопараллельной фильтрации при отсутствии дополнительного питания по площади:

а) для полуограниченного потока:

$$h(x) = \sqrt{h_e^2(x) - (h_2'^2 - h_2''^2)(1 - \Phi(\lambda))}, \quad (7.17)$$

где: h_2' и h_2'' – первоначальная и сниженная мощности потока на контуре карьера, м; $h_e(x)$ – естественная мощность потока в расчетной точке, м; x – расстояние от контура дренажа до расчетной точки, м; $\Phi(\lambda)$ – функция, определяемая по графику на рисунке 7.7.

$$\lambda = \frac{x}{2\sqrt{at}}, \quad (7.18)$$

где: a – коэффициент уровнепроводности м²/сут, t – время, сут.

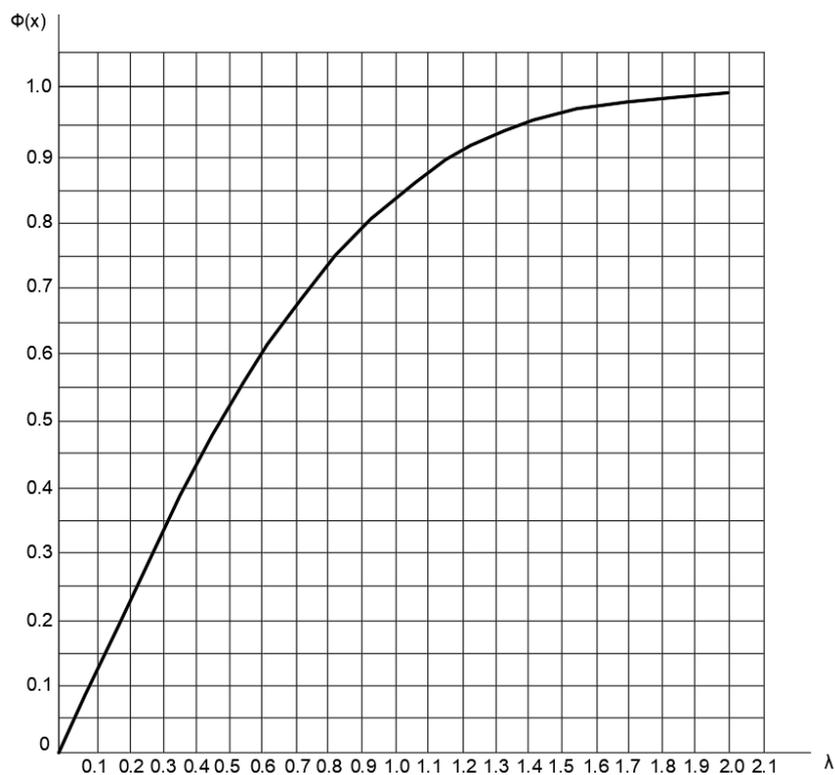


Рисунок 7.7 – График функции $\Phi(\lambda)$

б) поток, ограниченный карьером и контуром с постоянным напором:

$$h(x) = \sqrt{h_e^2(x) - (h_2'^2 - h_2''^2)\left(1 - \frac{x}{L} - S\left(\tau, \frac{x}{L}\right)\right)}, \quad (7.19)$$

где: L – расстояние до контура с постоянным напором, м; $S\left(\tau, \frac{x}{L}\right)$ – функция, определяемая по графику на рисунке 7.8.

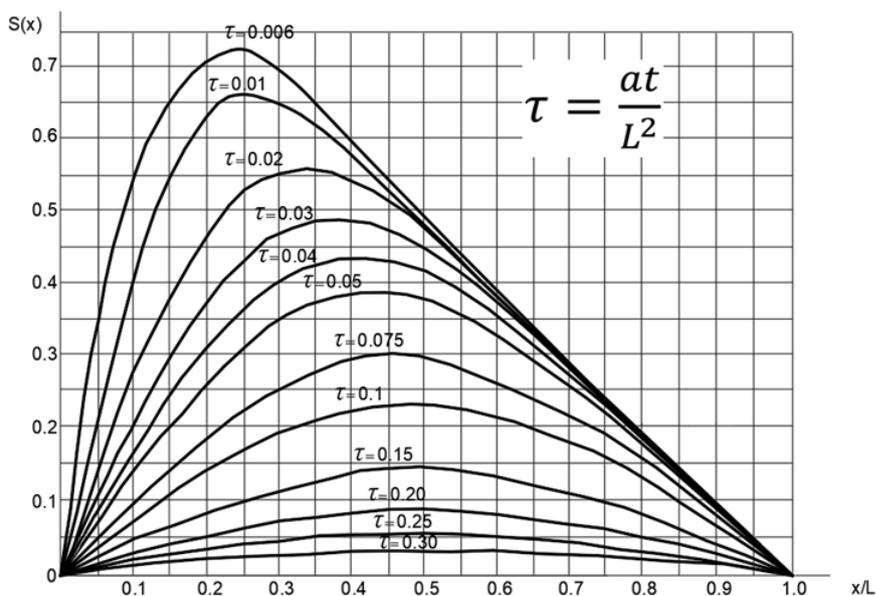


Рисунок 7.8 – График функции $S\left(\tau, \frac{x}{L}\right)$

в) для потока, ограниченного карьером и слабопроницаемым контуром:

$$h(x) = \sqrt{h_e^2(x) - (h_2'^2 - h_2''^2)(1 - T(\tau, \frac{x}{L}))}, \quad (7.20)$$

где: $T(\tau, \frac{x}{L})$ – функция, определяемая по графику на рисунке 7.9.

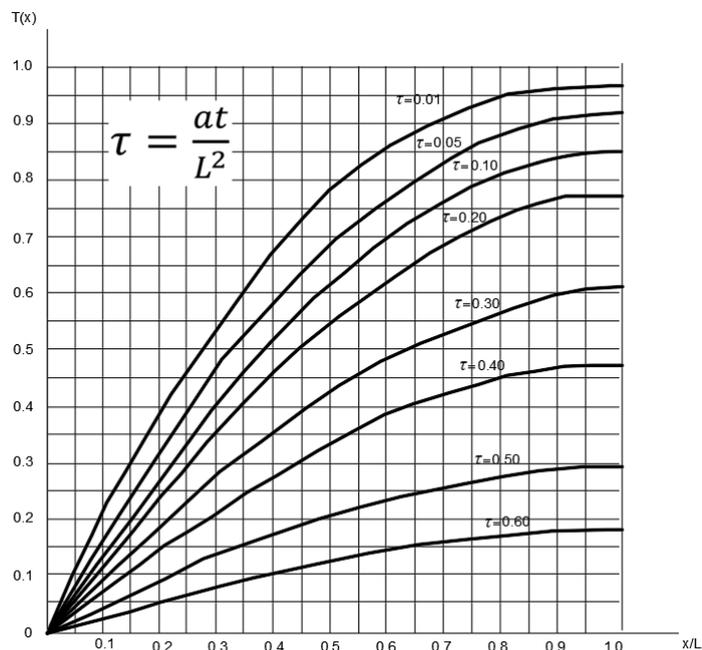


Рисунок 7.9 – График функции $T(\tau, \frac{x}{L})$

7.3.10 Расчеты распределения уровней подземных вод вблизи контура карьера в сложных гидрогеологических условиях следует проводить с помощью геофильтрационного моделирования.

Для моделирования гидрогеологических условий возможно применение компьютерных программ для геофильтрационного моделирования. В зависимости от условий и задач моделирования возможно использование как двумерных, так и трехмерных моделей.

Численное моделирование проводят для построения депрессионной кривой или для определения гидростатического давления вблизи откоса, с целью уточнения влияния подземных вод на их устойчивость, а также для анализа условий работы дренажных систем и противофильтрационных завес.

7.3.11 При оценке устойчивости обводненных откосов бортов и уступов карьеров необходимо уделять внимание возможным фильтрационным деформациям в дисперсных и слабосцементированных породах, обнажающихся в откосах.

7.3.12 Приближенная оценка возможности возникновения суффозионного выноса определяется по графику зависимости гидравлического градиента от коэффициента неоднородности грунтов $I=f(K_n)$ В.С. Истоминой (рис. 7.6). Под механической суффозией

понимается процесс выноса мелких частиц горных пород в неоднородных песчаных грунтах.

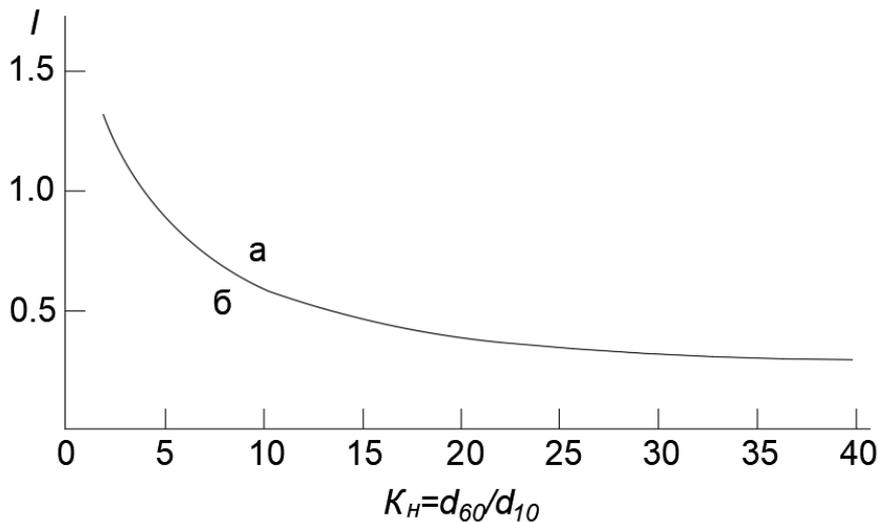


Рисунок 7.6 – График зависимости $I=f(K_n)$, по В.С. Истоминой, а – опасная зона, б – безопасная зона

Критический градиент, при котором возможно возникновение механической суффозии определяется по формуле К. Терцаги:

$$J_{кр} = (\rho_m - 1)(1 - n), \quad (7.21)$$

где: $J_{кр}$ – критический градиент; ρ_m – плотность дисперсного грунта, г/см³, n – пористость.

Оценку возможности суффозионного выноса из одного слоя песка в соседний слой оценивается с помощью параметра критической скорости движения воды, и производится по формуле:

$$V_{кр} = 0,26d_{60}^2 \left(1 + 1000 \frac{d_{60}^2}{D_{60}^2} \right), \quad (7.22)$$

где: $V_{кр}$ – критическая скорость фильтрации (см/с), D_{60} и d_{60} – диаметры частиц песков (мм).

При возможности возникновения механической суффозии необходимо предусматривать мероприятия, направленные на защиту от возникновения суффозии, такие как дренажные сооружения или пригрузочные крупнообломочные призмы.

7.3.13 В результате воздействия фильтрационного потока может наблюдаться фильтрационный выпор в виде деформаций и выноса грунта.

Для затопленного откоса критерий возникновения выпора определяется формулой:

$$tg\alpha \approx (1 - I)tg\varphi, \quad (7.23)$$

где: φ – угол трения град.; α – угол откоса, устойчивого на выпор; I – градиент высачивания.

В условиях незатопленного откоса, в пределах промежутка высачивания, подобные деформации обычно не наблюдаются, так как решающее значение приобретает уменьшение угла откоса за счет оплывания.

7.3.14 При оценке оплывания песков, определяющим является критический водоприток, то есть величина, которой соответствуют фильтрационные деформации, предельно допустимые для принятой схемы отработки уступов, и которая определяется проектом.

Критический приток определяется расчетом исходя из допустимой длины языка оплывания ($l_{опл}q$).

Длина языка оплывания определяется по формуле

$$l = \frac{h_{выс}}{I_{опл}}, \quad (7.23)$$

где: $h_{выс}$ – высота промежутка высачивания, м; $I_{опл}$ – уклон поверхности языка оплывания.

Уклон поверхности языка оплывания:

$$I_{опл} = \frac{\gamma_в}{\gamma_в + \gamma_0} \chi tg \varphi, \quad (7.23)$$

где: $\gamma_в$ – плотность водонасыщенного песка (с учетом гидростатического взвешивания), г/см³; γ_0 – плотность воды (г/см³); χ – эмпирический коэффициент, учитывающий характер потока на поверхности оплывания; φ – угол внутреннего трения, град.

Коэффициент χ определяется по таблицам 7.3, 7.4, в зависимости от аргумента λ :

– для $q \leq 7$ м³/сут, то есть для ламинарного режима:

$$\lambda = \frac{\sqrt[3]{q}}{d}; \quad (7.24)$$

– для $q > 7$ м³/сут, при турбулентном режиме:

$$\lambda = \sqrt{\frac{q}{3d + 0.05}}; \quad (7.25)$$

– для относительно однородных грунтов $d = d_{50}$, а для неоднородных можно задавать d по формуле (все размеры в см):

$$d = (d_{50} + 0.017) \sqrt[3]{\frac{d_{90}}{d_{50}}} - 0.017. \quad (7.26)$$

Для подтопленных откосов вместо q в расчет вводится величина q'

$$q' = kh_{выс} \frac{h_{выс} + 0,75h_0}{h_0 + (m+0,5)h_{выс}}. \quad (7.27)$$

Таблица 7.3 – Коэффициент χ от λ при ламинарном режиме ($q \leq 7$ м³/сут)

λ	0	20	50	100	150	200
χ	1	0,75	0,49	0,3	0,21	0,16

Таблица 7.4 – Коэффициент χ от λ при турбулентном режиме ($q > 7 \text{ м}^3/\text{сут}$)

λ	0	2	5	10	15
χ	1	0,91	0,66	0,31	0,16

При оплывании песков верхняя часть уступа, сложенного дисперсными породами, осыпается, ширина зоны осыпания определяется по формуле:

$$\Delta l = \frac{h_{\text{выс}}}{2H} \left(\frac{1}{I_{\text{опл}}} - \frac{1}{\varphi} \right), \quad (7.28)$$

где: H – высота откоса, м.

При этом при расчете высоты промежутка высачивания необходимо вводить величину заложения откоса, рассчитанную по формуле:

$$m = \frac{l}{tg\varphi + 3I_{\text{опл}}} \quad (7.29)$$

7.3.15 В слабосцементированных породах (песчаниках), у которых сцепление меньше $2 - 3 \text{ т/м}^2$ может наблюдаться фильтрационный вынос вдоль трещин. Под данной деформацией понимается вынос частиц вдоль трещин, за счет воздействия фильтрационного потока. Математический прогноз фильтрационного выноса весьма сложный и недостоверный, в связи с чем рекомендуется производить практические наблюдения за фильтрующими откосами.

7.3.16 Влияние подземных вод на устойчивость откосов допускается не учитывать в многолетнемерзлых породах, содержащих воду только в твердом агрегатном состоянии.

7.3.17 При необходимости для обеспечения безопасности ведения горных работ необходимо разрабатывать мероприятия по осуществлению дренажа и остановке развития фильтрационных деформаций.

7.3.18 Для оценки влияния подземных вод на устойчивость откосов допускается применение обоснованных аналитических методов, не приведенных в настоящем руководстве.

7.4. Оценка устойчивости откосов при сейсмических воздействиях

7.4.1 Влияние землетрясений на устойчивость бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов учитывается в сейсмически активных районах (7 и более баллов по шкале MSK-64). Для скальных массивов и массивов дисперсных пород со степенью водонасыщения менее 0,9 или коэффициентом фильтрации более 100 м/сут влияние землетрясений допускается не учитывать.

7.4.2 Возможное сейсмическое воздействие рекомендуется учитывать следующими способами: псевдостатический способ, метод Ньюмарка, решение динамической задачи путем задания полной или синтезированной акселерограммы.

7.4.3 При выполнении расчетов устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов псевдостатическим способом кратковременное сейсмическое воздействие при землетрясениях должно учитываться путем введения дополнительной горизонтальной сейсмической силы в уравнение (6.3). Величина сейсмической силы Q_c определяется по формуле (6.6).

Сейсмическое воздействие имеет вертикальную и горизонтальную составляющую. Для решения практических задач допустимо учитывать только горизонтальную составляющую.

7.4.4 Максимальное ускорение сейсмических колебаний грунта должно определяться при вероятности возможного превышения интенсивности землетрясений в течение 50 лет – 10 % (карта А).

7.4.5 В случае расположения карьера в зонах выше 9 баллов необходимо на территории разработки месторождения проводить микросейсмическое районирование.

7.4.6 Динамическое воздействие от массовых взрывов учитывается в нормативном коэффициенте запаса.

7.4.7 При необходимости проведения массовых взрывов в непосредственной близости от ответственного сооружения следует осуществлять специальные мероприятия по снижению сейсмического и ударно-воздушного воздействия.

7.4.8 В случае невозможности применения специальных мероприятий по снижению сейсмического и ударно-воздушного воздействия необходимо произвести расчет устойчивости откоса, на котором располагается ответственное сооружение с использованием псевдостатического или динамического способа.

7.4.9 При расчетах устойчивости откосов, критерии приемлемости при сейсмическом воздействии от землетрясения приведены в разделе 4, при воздействии массовых взрывов – определяются эксплуатирующей или специализированной организацией.

7.5. Оценка устойчивости бортов карьеров и разрезов, подработанных подземными выработками

7.5.1 При комбинированной разработке месторождений влияние подземных горных работ на устойчивость бортов карьеров, разрезов определяется способом управления горным давлением, таблица 7.5.

Таблица 7.5 – Факторы, учитываемые в расчете устойчивости бортов при комбинированной разработке месторождений

Способ управления горным давлением	Сопутствующие геомеханические процессы в массиве	Факторы
Поддержание выработанного пространства целиками	Процесс сдвижения в пределах упругих деформаций. Прочностные свойства массива не снижаются	Параметры разделительного целика
		Состояние целиков с учетом влияния карьера
Закладка выработанного пространства	Процесс сдвижения с формированием зон трещин и плавных смещений. Прочностные свойства массива снижаются в зонах сдвижения	Свойства закладочного массива. Возможное наличие недозакладки выработанного пространства
Обрушение руды и вмещающих пород	Процесс сдвижения с формированием зон обрушения, трещин и плавных смещений. Прочностные свойства массива снижаются в зонах сдвижения	Свойства нарушенного массива горных пород в соответствии с различными зонами сдвижения
		При параллельной открыто-подземной разработке – параметры разделительного целика

7.5.2 При расчетах устойчивости бортов карьеров, разрезов в зонах сдвижений от подземной разработки, свойства подработанного массива определяются в соответствии с таблицей 7.6. Границы зон сдвижений определяются величиной деформаций растяжения.

Таблица 7.6 – Изменение сцепления в подработанном массиве

Зоны сдвижения		Сцепление в подработанном массиве $C_{л,м}$, МПа
Наименование	Деформации растяжения, ε	
Обрушения	более $30,0 \cdot 10^{-3}$	0,02
Сдвижения с разрывом сплошности (трещин)	$(6,0-30,0) \cdot 10^{-3}$	$0,3C_m$
Плавные сдвижения без разрыва сплошности	$(0,5-6,0) \cdot 10^{-3}$	$0,7C_m$

C_m – сцепление в неподроботанном массиве

Плотность и угол внутреннего трения подработанного массива принимаются равными плотности и углу внутреннего трения неподроботанного массива, соответственно.

7.5.3 Уточнение прочностных свойств нарушенного массива в зоне подработки, приведенных в таблице 7.6, осуществляется специализированной организацией.

7.5.4 Границы зон сдвижения определяются по результатам наблюдений за сдвижением. При определении границ допускается использовать углы сдвижений или результаты численного и физического моделирования.

7.5.5 При определении границ зоны влияния подземных разработок принимаются следующие значения деформаций земной поверхности при расстояниях между реперами 15-20 м: наклоны $i = 0,5 \cdot 10^{-3}$, растяжение $\varepsilon = 0,5 \cdot 10^{-3}$.

7.5.6 Границы зоны влияния подземных разработок определяются по граничным углам δ_0 – внешние углы относительно выработанного пространства (рисунок 7.7), образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу очистной выработки по противоположным бортам с границей зоны влияния подземных разработок на земной поверхности или в карьере.

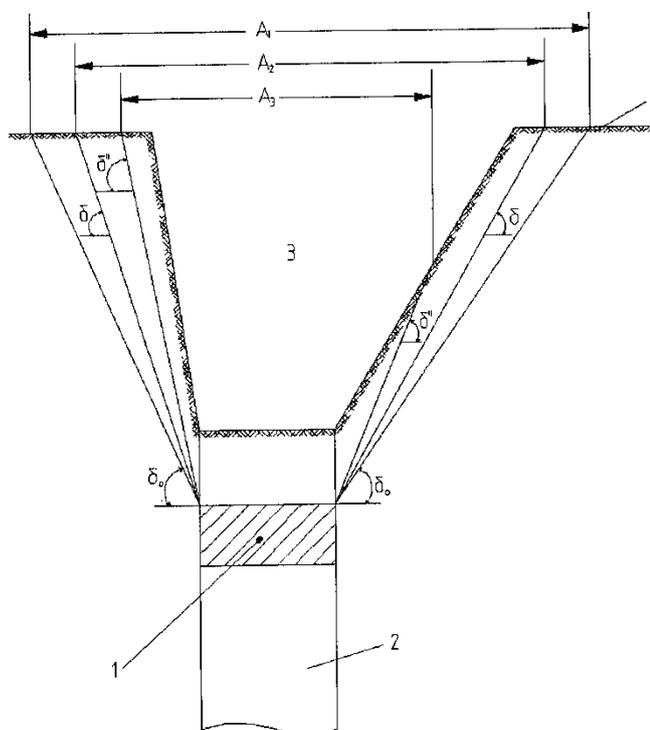


Рисунок 7.7 – Зоны влияния отдельной очистной выработки на вертикальном разрезе:
 1 – очистная выработка, 2 – полезное ископаемое, 3 – карьер, 4 – земная поверхность,
 A_1 – зона влияния очистной выемки, A_2 – зона потенциально опасного влияния, A_3 – зона трещин

7.5.7 В пределах зоны влияния подземных разработок выделяют зону потенциально опасного воздействия. Для определения границ этой зоны приняты следующие значения деформаций земной поверхности: наклон $i = 4 \cdot 10^{-3}$, кривизна $K = 0,2 \cdot 10^{-3}$ 1/м, растяжение $\varepsilon = 2 \cdot 10^{-3}$ (в интервале 15-20 м).

7.5.8 При подработке подземными горными выработками карьеров, границы зоны потенциально опасного влияния подземных горных разработок определяются согласно рисунку 7.8:

– если точка пересечения плоскостей под углами сдвижения с земной поверхностью располагается на расстоянии по горизонтали, большем глубины карьера H_k , то за границу зоны потенциально опасного влияния принимается эта точка;

– если указанная точка располагается на расстоянии L , равном или меньшем H_k , от верхней бровки карьера, то за границу зоны потенциально опасного влияния принимается точка, расположенная на расстоянии L от верхней бровки карьера.

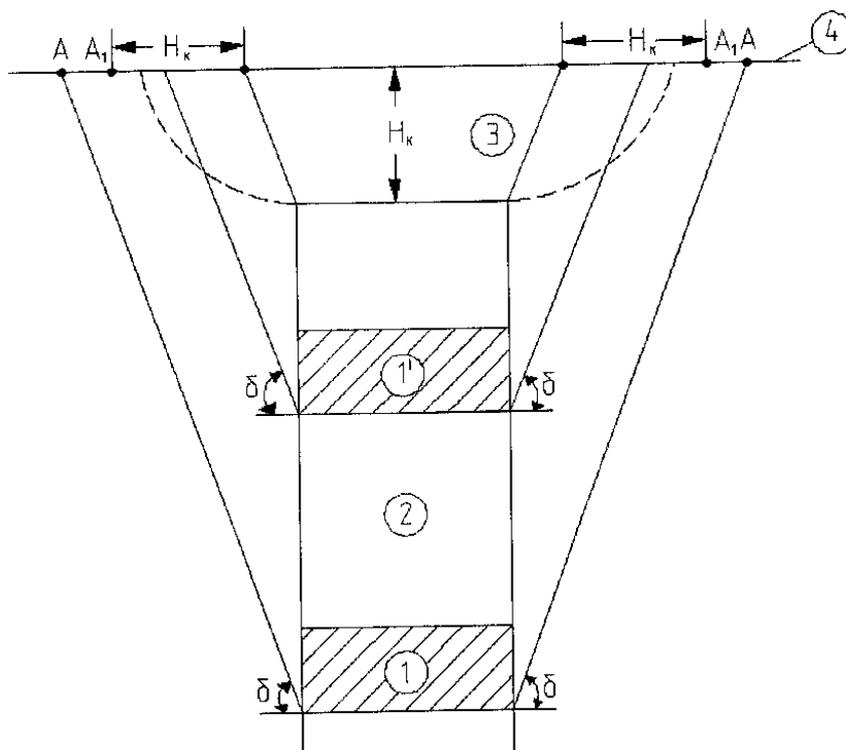


Рисунок 7.8 – Схема к определению зон потенциально опасного влияния при совместной разработке месторождения открытым и подземным способами: 1 и 1' – подземные очистные выработки, 2 – полезное ископаемое, 3 – карьер, 4 – земная поверхность, AA и A1A1 – зоны потенциально опасного влияния от выработок 1 и 1', соответственно; H_k – глубина карьера

7.5.9 В пределах зоны потенциально опасного влияния на земной поверхности или в карьере может образоваться зона трещин и зона провалов (воронок). Границы зоны трещин определяются углами разрывов δ – внешними относительно выработанного пространства, образованными на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу выработки с ближайшей к границе мульды сдвижения трещиной.

Величины углов разрыва принимаются на 10° больше соответствующих углов сдвига, но не более 90° .

7.5.10 За границу зоны провалов над очистными выработками принимают контур, отстоящий в плане от контура проекции границ очистных выработок на 15 м. К зоне провалов прилегает зона больших трещин, ширина которой принимается равной 10 м.

7.5.11 Наиболее опасной является зона, расположенная над подземной выработкой на расстоянии $H \leq 10\sqrt{S}$, где S – площадь сечения выработки, м^2 . При слабых и трещиноватых породах высота опасной зоны увеличивается до $H = 15\sqrt{S}$.

7.5.12 При комбинированной разработке месторождений влияние подземных горных работ на устойчивость бортов карьеров, разрезов допустимо оценивать по результатам численного моделирования.

7.6. Обоснование ширины предохранительных берм

7.6.1 Ширина предохранительной бермы зависит от параметров уступов.

7.6.2 Ширина бермы должна определяться исходя из ее улавливающей способности камнепада, вывалов и возможности передвижения горного оборудования для зачистки площадок.

7.6.3 Для обеспечения безопасности глубоких карьеров, при отсутствии транспортных съездов на определенных участках бортов, необходимо через каждые 150-180 м углубки формировать предохранительные бермы шириной, сопоставимой с транспортной – 20-30 м.

7.6.4 Ширина предохранительной бермы при детерминированном способе расчетов устойчивости уступов определяется исходя из следующего условия:

$$B_{np} = \max \left\{ \begin{array}{l} B_o + B_n \\ B_o + B_{об} \end{array} \right. \quad (7.30)$$

где: B_o – ширина осыпи, м; B_n – ширина бермы для задерживания падающих камней, м; $B_{об}$ – минимальная ширина рабочей части бермы, достаточная для безопасного размещения и работы оборудования по очистке берм от осыпей, м.

7.6.5 Величина срабатывания берм осыпью определяется по формуле [5]:

$$B_o = \frac{f \cdot T (\cos \omega - \cos \delta) \cdot \ln (1 + 0,01h \cdot l^{-1})}{\eta \cdot K}, \quad (7.31)$$

где: B_o – величина срабатывания берм осыпью, м; f – эмпирический коэффициент, $f=1,5$; T – срок существования бермы, лет; ω – угол естественного откоса пород, слагающих уступ, град.; δ – угол откоса уступа, град.; η – коэффициент потери прочности пород при

выветривании; K – коэффициент, зависящий от крепости пород; h – высота уступа, м; l – расстояние между трещинами, м.

Коэффициент K для скальных пород с прочностью в образце менее 2 МПа равен 2; для пород средней крепости с прочностью в образце 2-20 МПа – 3; для пород довольно крепких с прочностью в образце более 20 МПа – 4.

Коэффициент потери прочности пород η при выветривании определяют лабораторными испытаниями и вычисляют по формуле:

$$\eta = \frac{\sigma_{увл.}}{\sigma_{сух.}}, \quad (7.32)$$

где: $\sigma_{увл.}$ – предел прочности на сжатие образцов после 3-суточного увлажнения, МПа; $\sigma_{сух.}$ – предел прочности на сжатие образцов с естественной влажностью, МПа.

7.6.6 Ширина бермы для задерживания падающих камней определяется по формуле (рисунок 7.9)

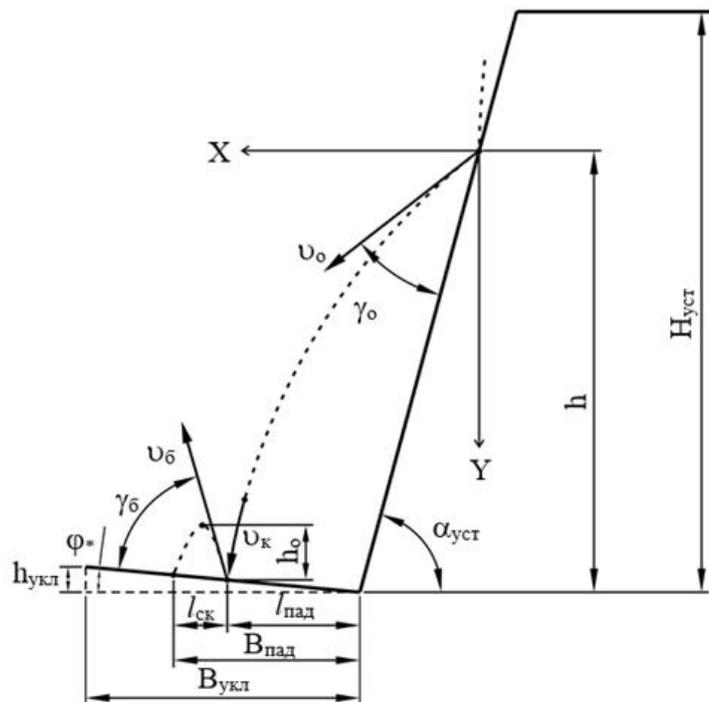


Рисунок 7.9 – Расчетная схема для определения параметров бермы по длине пути камня, падающего с откоса

$$В_{п} = l_{пад.} + l_{ск.}, \quad (7.33)$$

где: $l_{пад.}$ – дальность падения камня на берму, м; $l_{ск.}$ – длина скачков камня на берме, м;

$$l_{пад.} = \tau_0^2 \cdot \frac{v_б^2}{2g} \cdot tg\delta, \quad (7.34)$$

$$l_{ск.} = \frac{v_б}{g} \cdot \sin^2 \gamma_б, \quad (7.35)$$

где: τ_0 – коэффициент восстановления при ударе камня об откос; δ – угол откоса уступа, град. (до 70°); g – ускорение свободного падения, м/с²; $v_б$ – скорость отражения камня

после удара о берму, м/с; γ_6 – угол отражения при ударе о берму, град.; v_0 – скорость отражения камня при ударе об откос, м/с;

$$v_0 = v_K \cdot \tau_0 \cdot \frac{\sin(90^\circ - \delta)}{\sin \gamma_0}, \quad (7.36)$$

$$v_6 = v_K \cdot \tau_0 \cdot \frac{\sin \delta}{\sin \gamma_6}, \quad (7.37)$$

где: v_K – скорость камня в момент падения на берму, м/с;

γ_0 – угол отражения при ударе об откос, град.;

$$\operatorname{tg} \gamma_0 = \frac{\tau_0}{1 - \lambda_0} \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \delta), \quad (7.38)$$

$$\operatorname{tg} \gamma_6 = \frac{\tau_6}{1 - \lambda_6} \cdot \operatorname{tg} \delta, \quad (7.39)$$

$$v_K = \eta \cdot \varepsilon \cdot \sqrt{h}, \quad (7.40)$$

где: λ_0 – коэффициент мгновенного трения при ударе камня об откос; τ_0 – коэффициент восстановления при ударе камня о берму; h – высота, с которой падает камень, м; η – коэффициент, зависящий от состояния поверхности откоса; ε – коэффициент, зависящий от крутизны откоса; λ_6 – коэффициент мгновенного трения при ударе камня о берму.

Коэффициенты, входящие в формулы для определения длины пути камня, падающего с откоса, следует принимать:

$$\tau_0 = 0,22; \quad \tau_6 = 0,4; \quad \lambda_6 = 0,2; \quad \lambda_0 = 0,1.$$

Коэффициент, зависящий от крутизны откоса, ε , принимают исходя из таблицы 7.7.

Таблица 7.7 – Выбор коэффициента ε

Угол откоса, град.	ε
35	1,86
40	2,30
45	2,58
50	2,83
55	3,03
60	3,17
65	3,30
70	3,43
75	3,44

Коэффициент, зависящий от состояния поверхности откоса, принимается в зависимости от важности защищаемого сооружения и вероятности камнепада. Для уступов, поставленных в предельное положение с применением спецтехнологии (ровная поверхность), $\eta = 1,15$; то же, без применения спецтехнологии (нарушенная поверхность) $\eta = 0,9$; для откоса отвала и уступа, сложенного сильновыветрелыми породами с большим

скоплением осыпи у подошвы при среднем размере падающего камня d большем или равном среднему размеру куска породы d_{cp} , слагающей откос, по которому происходит движение камня, $\eta = 0,75$. При $d/d_{cp} < 0,5$ камень задержится на поверхности отвала или осыпи, не достигнув их подошвы.

Максимальная высота подскакивания обломков породы (h_o , м), при определении высоты заградительного барьера или предохранительного вала, определяется по формуле:

$$h_o = \frac{v_6^2}{2 \cdot g} \cdot \sin^2 \gamma_6, \text{ м.} \quad (7.41)$$

Для предотвращения скатывания камней на уступы нижних горизонтов необходимо формирование бермы обратного уклона $\varphi^* = \text{arctg}(h_{укл} / V_{укл})$, град.

$$\varphi^* = \text{arctg}(h_{укл} / V_{укл}), \text{ град.} \quad (7.42)$$

$$\frac{V_{укл}}{h_{укл}} = \text{tg} \alpha_{уст} \cdot \sqrt{1 + \frac{2 \cdot g \cdot H_{уст}}{(v_o \cdot \sin \alpha_{уст})^2}}, \quad v_o = v_k \cdot \tau_o \cdot \frac{\sin(90^\circ - \alpha_{уст})}{\sin \gamma_o}, \text{ м/с,} \quad (7.43)$$

$$v_k = \eta \cdot \varepsilon \cdot \sqrt{h}, \text{ м/с.} \quad (7.44)$$

7.6.7 Минимальная ширина рабочей части бермы $B_{об}$ для выполнения ее очистки определяется технологическим оборудованием. Величина $B_{об}$ наиболее часто находится в диапазоне 8-10 м. Во многих случаях именно геометрические параметры горного оборудования являются определяющими при обосновании необходимой ширины бермы.

7.6.8 Величина срабатывания берм осыпью и ширина бермы для задерживания падающих камней может быть определены по результатам наблюдений (экспериментальных данных) и калибровки формул, приведенных в пунктах 7.6.4 и 7.6.5., а также с использованием специализированного программного обеспечения.

7.6.9 Величина срабатывания берм может быть в первом приближении приравнена к ширине призмы возможного обрушения.

7.6.10 При вероятностной оценке устойчивости уступов (раздел 6.6) ширина предохранительной бермы (рисунок 7.10) определяется по формуле:

$$B = B_{но} + B_p + B_{эф}, \quad (7.45)$$

где: $B_{но}$ – ширина призмы возможного обрушения, м; B_p – ширина развала после деформации с вышележащего уступа, м; $B_{эф}$ – эффективная ширина бермы (оставшаяся часть бермы после осыпи и развала вышележащего уступа), которая принимается:

- не менее 2 м для любых уступов карьера;
- 0 м для нижних уступов при доработке карьера при условии инструментального мониторинга в режиме реального времени со сплошной зоной покрытия рабочей зоны или при безлюдной выемке.

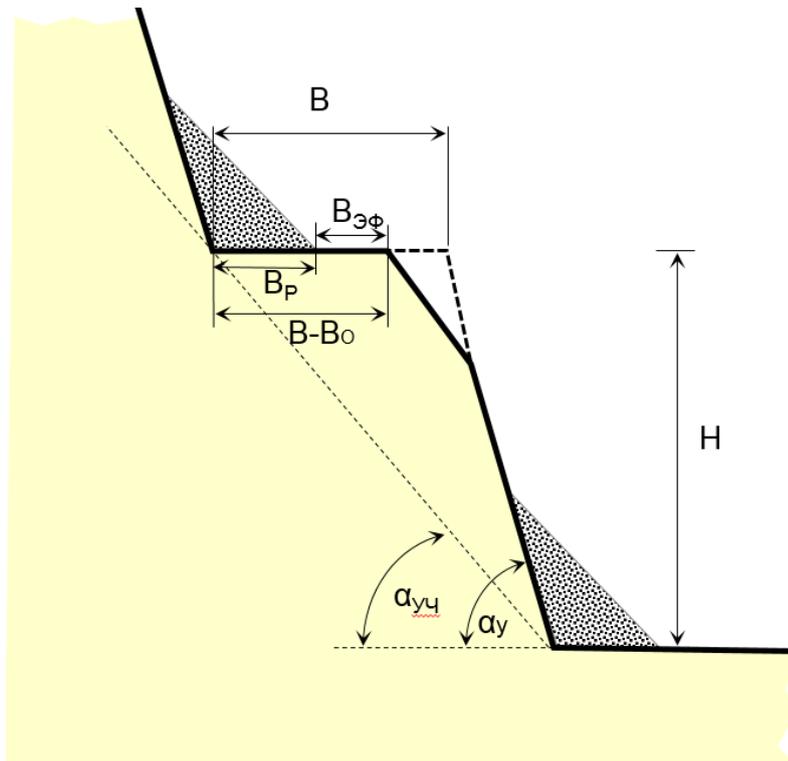


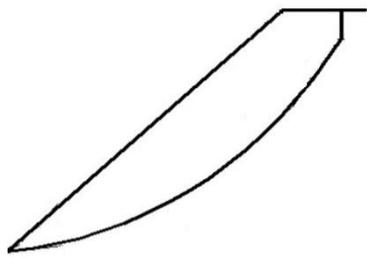
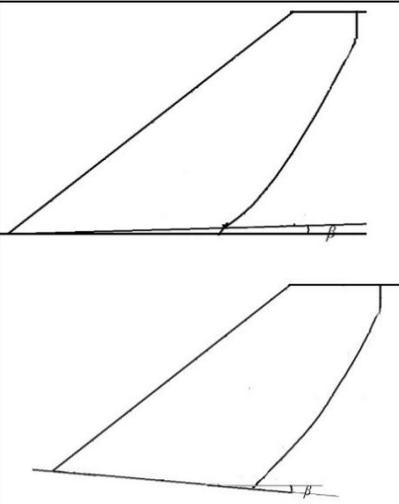
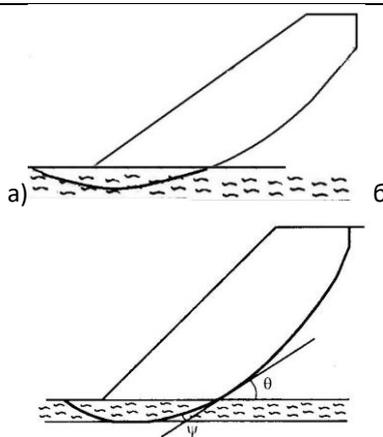
Рисунок 7.10 – Схема определения ширины предохранительной бермы при вероятностной оценке устойчивости уступов

8. Расчет устойчивости откосов отвалов

8.1 Устойчивость откосов отвалов определяется инженерно-геологическими и гидрогеологическими особенностями основания предполагаемого участка складирования пород, типом складированных пород и технологией отвалообразования.

8.2 При отсыпке отвалов возможны три схемы нарушения их устойчивости (таблица 8.1).

Таблица 8.1 – Схемы деформирования откосов отвалов

№	Расчетная схема	Краткое описание	Условия применения
1		Надподошвенный оползень, характеризующийся плавной криволинейной поверхностью скольжения, реализующейся в теле отвала и выходящей в его нижнюю бровку	Количество прочных скальных пород в отвальной смеси не менее 80%.
2		Контактный (подошвенный) оползень, характеризующийся поверхностью скольжения, которая частично реализуется в теле отвала и по контакту отвальных пород и пород основания	При наличии на поверхности основания прослоя талых песчано-глинистых отложений мощностью не менее 0,1 м, а также при «раздавливании» весом отвала слабых складированных пород
3		Подподошвенный оползень, сопровождающийся вылавливанием слабых пород основания. Реализуется в двух формах: а) наиболее напряженная поверхность проходит по телу отвала и слабым породам основания; б) наиболее напряженная поверхность проходит через тело отвала, слабые породы основания и по контакту с подстилающими прочными породами.	В слабых породах основания, при наличии напоров воды в породах основания, при раздавливании весом отвала слабых складированных пород, а также развиваться при отсыпке ярусов отвала на слабые породы нижнего яруса

Примечание: Н – высота отвала (яруса), α - генеральный угол откоса отвала (угол яруса), β - угол наклона основания, h – мощность слабого слоя в основании борта или величина заглужения поверхности скольжения в породы основания

8.3 Основная причина развития деформационных процессов на отвалах горных пород обусловлена несоответствием их технологических параметров (высота отдельных ярусов, результирующего угла, длина рабочего фронта и скорость его подвигания, порядка отсыпки) конкретным инженерно-геологическим условиям.

8.4 Для расчетов устойчивости отвалов используются те же методы и расчетные схемы, что и для бортов и уступов карьеров, разрезов и приведены в главе разделе 6.

8.5 Параметры отвалов, расположенных на прочном основании, определяются физико-механическими свойствами отвальной массы.

8.6 При наличии в основании отвалов слабых пластичных горных пород параметры их откосов определяются не только физико-механическими свойствами отвальных смесей, но свойствами пород, залегающих в основании отвала. Для данных условий перед обрушением характерно прогрессирующие во времени осадки верхней площадки без заметных подвижек призмы упора.

8.7 Предельно допустимая высота яруса отвала определяется расчетом. Для условий отвалообразования I категории сложности и отсутствии на отвале или в непосредственной близости от него ответственного сооружения (объекта), высота яруса не ограничена.

8.8 Для отвалов прочных скальных пород на прочном основании размер опасной зоны принимается в соответствии с таблицей 8.2. В этих условиях допускается разгрузка автосамосвалов непосредственно под откос при наличии предохранительного вала, высотой не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, применяемого в данных условиях.

Таблица 8.2 – Размер опасной зоны на откосах отвалов из прочных скальных пород*

Скорость подвигания фронта отвала, м/сутки	Размер опасной зоны от верхней бровки отвала, м
0,5	1,4
1,0	2,0
1,5	2,5
2,0	3,0

*К прочным породам относятся также многолетнемерзлые породы при условии сохранения их теплового режима за счет скорости отсыпки или реализации специальных мероприятий.

8.9 Расчет устойчивости откосов отвалов, сложенных связными дисперсными породами или скальными породами с содержанием глинистого заполнителя 30% и более, производится с учетом порового давления вод.

8.10 При отсыпке отвала на слабое основание для обеспечения нормативного коэффициента запаса должен отсыпаться опережающий отвал (предотвал). В этом случае устойчивость откоса отвала рассчитывается не только с учетом веса и сопротивления

сдвигу выдавливаемой породы основания, но и с учетом пригрузки. Устойчивость предотвала определяется отдельным расчетом.

8.11 В случае отсыпки отвалов на многолетнемерзлое основание с сохранением его температурного режима, мощность предотвала, отсыпаемого в летнее время, должна превышать толщину слоя сезонного оттаивания.

8.12 Инженерно-геологические исследования для отвалов, расположенных на подработанных территориях, должны включать дополнительный комплекс работ: оценка деформаций основания, изучение гидрогеологических и геомеханических процессов, развивающихся в породных массивах при ведении подземных горных работ.

8.13 Критерии приемлемости для обеспечения устойчивости отвалов приведены в разделе 4.

Список использованных источников

1. Hoek E., Carranza-Torres C., Corkum B. Hoek-Brown Failure Criterion. Toronto: Proc. NARMS-TAC Conference, 200, 1. – 2002. – pp. 267-273.
2. Hoek E., Brown E.T. The Hoek-Brown failure criterion and GSI. Journal of rock mechanics and geotechnical engineering. – 2018.

Приложение А – Справочные физико-механические свойства горных пород

Таблица А1 – Плотность горных пород в сухом состоянии [3]

Тип пород	γ (т/м ³)
Амфиболит	2,75–3,15
Андезит	2,20–2,80
Базальт	2,20–2,80
Мел	2,20–2,50
Диабаз	2,80–3,10
Диорит	2,70–2,95
Габбро	2,70–3,10
Гнейс	2,60–3,15
Гранит	2,50–2,80
Гранодиорит	2,65–2,80
Граувакковый известняк	2,65–2,70
Гипс	2,25–2,35
Диорит	2,70–2,95

Тип пород	γ (т/м ³)
Доломит	2,65–2,80
Известняк	2,35–2,75
Мрамор	2,50–2,85
Норит	2,70–3,00
Перидотит	3,15–3,30
Кварцит	2,60–2,70
Каменная соль	2,10–2,20
Риолит	2,35–2,65
Песчаник	1,90–2,70
Глинистый сланец	2,00–2,65
Кристаллический сланец	2,60–3,05
Шиферный сланец	2,70–2,85
Сиенит	2,60–2,90

Таблица А2 – Скорости продольных и поперечных волн для некоторых пород [3]

Порода	V_p (м / сек)	V_s (м / сек)
Базальт	4550–6150	2550–3550
Мел	1550–4300	1600–2500
Диабаз	3300–3750	5150–6750
Диорит	4750–6350	2900–3550
Доломит	4850–6600	2950–3750
Габбро	5950–6950	3300–3900
Гнейс	2850–5450	1950–3350
Гранит	4200–5900	2550–3350
Известняк	4550–6200	2750–3600
Норит	5950–6950	3300–3900
Перидотит	6400–8450	3300–4400
Кварцит	2750–5550	1600–3450
Риолит	3200–3300	1900–2000
Песчаники	2550–5000	1400–3100
Кристаллический сланец	2950–4950	1750–3250
Туф	1400–1500	800–900

Таблица А3 – Физико-механические свойства рыхлых несвязных и мягких связных песчано-глинистых пород [2]

Породы	Удельный вес $\gamma_{\text{в}}$, г/см ³	Удельный вес γ , г/см ³	Сцепление в куске C_0 , кг/см ²	Угол внутреннего трения φ , (...°)	Влажность W , %	Коеф. длительной прочности η
Песок:						
разнозернистый	2,65	2,04	0,0-0,24	35	16,5	-
среднезернистый	2,64	1,75	0,10-0,15	33-34	17,0	-
мелкозернистый	2,68	1,96	0,10-0,35	31-32	23,0	-
тонкозернистый	2,66	1,80	0,28	30	17,0	-
глинистый	2,50	2,16	0,20-0,75	40	12	-
глинистый, уплотненный	2,65	2,08	0,45-0,80	26-32	18-20	0,70-0,80
мелкозернистый глинистый	-	1,80	0,40-0,70	28-30	40	0,60-0,80
тонкозернистый глинистый	2,67	1,99	0,35-0,60	26-28	25	0,60-0,80
пылеватый	-	2,16	0,3	30	13	-
гравелистый	-	2,16	0,1	36	10-12	-
Глина:						
пластичная	-	2,00	0,6-1,85	12-20	20-24	0,40-0,60
мягкопластичная	-	1,81	0,15	3	35	0,35
пылеватая	2,64-2,74	1,91-1,95	0,5-1,0	10-19	21-39	0,60-0,85
пылеватая пластичная	2,64	1,91	0,5	9	26	0,35-0,50
пылеватая плотная	2,60-2,76	1,83-1,97	0,6-1,75	12-20	20-28	0,70-0,85
песчаная	2,70	2,00	0,52-1,25	18-28	21	0,60-0,80
каолиновая	-	2,10	1,0	10	17-18	0,50
опоковая	2,55	1,55	1,5	23-25	35-40	0,40
плотная	2,60-2,70	1,90-2,05	1,3-3,7	16-28	20-25	0,60-0,80
бокситовидная	-	2,20-2,25	1,25-6,4	23-27	12-15	0,80
брекчевидная	-	2,20	0,8-7,6	27	10-15	0,70
Суглинок:						
плотный	-	1,95	0,52-1,1	30-34	20,0	0,65
лессовидный	2,68-2,82	1,86-1,95	0,45-0,68	27-30	15-20	0,60-0,80
щебенисто-песчаный	-	2,12-2,16	0,22	36	15-20	0,70
мягкий песчаный с дресвой	2,50	1,99	0,33	24	18	0,70
тугопластичный с песком и дресвой	2,70	1,98-2,10	0,52	34	19-24	0,85-0,90
пластичный	-	1,94	0,05	21	23	0,6-0,7
пылеватый и супесь	2,63-2,76	1,80-1,93	0,20-0,45	22-33	18-23	0,6-0,8
Супесь	2,66	1,80-1,96	0,1-0,17	28-34	13-20	0,6-0,8
Супесь заторфованная	-	1,84	0,18	31	24	-
Торф	-	1,54	0,12	25	50	-

Таблица А4 – Значения углов трения по поверхностям ослабления массива [1]

Породы	Углы трения в зависимости от характера поверхностей ослабления φ' , (... °)			
	Ровные гладкие	Неровные гладкие	Ровные шероховатые	Неровные шероховатые
Песчаники	15-20	20-26	24-29	28-36
Алевролиты	14-18	18-23	22-26	25-33
Аргиллиты	12-17	17-21	20-24	23-30
Уголь	14-19	18-25	23-27	25-35
Порфиры, роговики, джеспилиты, песчаники	20 - 26°	22 - 27°	24 - 28°	28 - 31°
Вторичные кварциты, грано-диориты, кварцевые порфиры, гранодиорит-порфиры, скарнированные породы, сиениты, диориты, алевролиты	17 - 20°	20 - 23°	22 - 25°	25 - 28°
Известняки, метаморфические сланцы, магнетиты	16 - 19	20 - 22°	23 - 25°	24 - 27°
Глинистые сланцы, аргиллиты	15 - 18°	18 - 20°	21 - 23°	23 - 25°
Филлиты, талько-кlorитовые и серицитовые сланцы	9 - 12°	13 - 15°	20 - 22°	23 - 25°

Таблица А5 – Значения сцепления по поверхностям ослабления массива [2, 4]

Характеристика поверхностей ослабления массива	Характеристика толщи пород	Величина сцепления C' , т/м ²
Поверхности скольжения по контактам слоев (зеркала скольжения), поверхность ровная, гладкая	Дислоцированная осадочная толща	0-5
Контакты слоев, поверхность волнистая со следами скольжения или ровная шероховатая	Метаморфизованная осадочная толща	5-10
Тектонические нарушения и неровные тектонические трещины со следами скольжения	Массивы изверженных и метаморфических пород	5-10
Контакты слоев, поверхность волнистая шероховатая, неровная шероховатая	Уплотненная слабодислоцированная осадочная толща	10-20
Контакты слоев в слабых песчано-глинистых отложениях	Неуплотненная недислоцированная слаборассланцованная осадочная толща	50% от сцепления под углом к наслоению в массиве
Мерзлые контакты слоев	Осадочная толща	1,5 - 3,0

Таблица А6 – Прочность на сдвиг по поверхностям ослабления без заполнителя [3]

Наименование породы	Прочность на сдвиг			
	Пиковая величина		Остаточная величина	
	$\varphi_j, ^\circ$	$C_j, \text{кПа}$	$\varphi_{ост}, ^\circ$	$C_{ост}, \text{кПа}$
Кристаллический известняк			42–49	0
Пористый известняк			32–48	0
Мел			30–41	0
Песчаники	32-37	120-660	24–35	0
Алевролиты	20-33	100-790		
Мягкие сланцы	15-39	0-460		
Глинистые сланцы			22–37	0
Кристаллические сланцы			32–40	0
Кварциты			23–44	0
Мелкозернистые изверженные породы			33–52	0
Крупнозернистые изверженные породы			31–48	0
Базальт			40–42	0
Ка льцит			40–42	0
Твердый песчаник			34–36	0
Доломит			30–38	0
Кристаллические сланцы			21–36	0
Гипс			34–35	0
Слюдистые кварциты			38–40	0
Гнейс			39–41	0
Трещина в биотитовом кристаллическом сланце	37-43	0		
Трещина в кварците	34-38	0		

Таблица А7 – Прочность на сдвиг по поверхностям ослабления с заполнителем малой и средней мощности [3]

Наименование породы и заполнителя	Пиковая величина	
	$\varphi_j, ^\circ$	$C_j, \text{кПа}$
Плоскость напластования в слоистых песчаниках и алевролитах	12–14	0
Плоскость напластования, содержащая глину в выветрелых сланцах	14–16	0
Плоскость напластования, содержащая глину в мягком сланце	20–24	0
Плоскость напластования, содержащая глину в мягком сланце	17–21	0
Плоскость напластования, содержащая глину в сланце	19–27	0
Плоскость расслоения с хлоритовым слоем в хлоритовых кристаллических сланцах	33–36	0
Структура в базальтах с заполнителем, содержащим раздробленные породы глину	42	237
Зона дробления в граните с брекчированной породой и глиной трения	45	254
Плоскости напластования с глинистым слоем в кварцитовых сланцах	41	725
Плоскости напластования с глинистым слоем в кварцитовых сланцах	41	598
Плоскости напластования с сантиметровым глинистым слоем в кварцитовых сланцах	31	372
Трещина в известняке с глинистым наполнением (< 1 мм)	21–17	49–196
Трещина в известняке с миллиметровым глинистым наполнением	13–14	98
Глинистые жилы (1–2,5 см) в угле	16	12
Слоистые и измененные кристаллические сланцы с глинистым выполнением	33	50

Таблица А8 – Прочность на сдвиг раздробленного материала (глина) из разломов [3]

Наименование породы и заполнителя	Прочность на сдвиг			
	Пиковая величина		Остаточная величина	
	$\Phi_j, ^\circ$	$C_j, \text{кПа}$	$\Phi_{jres}, ^\circ$	$C_{jres}, \text{кПа}$
Структуры с мощными глинистыми заполнителями (прочность определяется по глинистому материалу)				
Смектиты	–	–	5–10	0
Каолиниты	–	–	12–15	0
Иллиты	–	–	16–22	0
Хлориты	–	–	16–22	0
Глины с $PI < 20\%$	–	–	12–28	0
Глины с $20\% < PI < 40\%$	–	–	9–16	0
Глины с $40\% < PI < 60\%$	–	–	8–14	0
Глины с $PI > 60\%$	–	–	7–12	0
Гладкая сцементированная поверхность и глинистый заполнитель	9–16	240–425	–	–
Бентонит	9–13	60–100	–	–
Сцементированное глинистое заполнение	12–19	0–180	10–16	0–3
Трещина в известняке, заполненная глиной (6 см)	–	–	13	0
Глинистые сланцы с пропластками глины (10–15 см)	32	78	–	–
Структуры в кварцитах и кремнистых сланцах, заполненные брекчированной породой и глиной трения (10–15 см)	32	29	–	–
Мощная бентонитомонтмориллонитовая жила в меле (8 см)	7–8	15	–	–
Разлом с глиной трения (5–10 см)	25	75	–	–
Структуры с мощными не глинистыми заполнителями (прочность определяется для глинистого материала)				
Портландцементный раствор	16–22	0	–	–
Кварцполевошпатовый песок	28–40	0	–	–
Гладкая бетонная поверхности с заполнением уплотненным алевритом	40	0	–	–
Шероховатая бетонная поверхности с заполнением уплотненным алевритом	40	0	–	–
Гладкая бетонная поверхность с заполнением плотным песком	44	0	–	–
Шероховатая бетонная поверхности с заполнением плотным песком	44	0	–	–

Таблица А9 – Углы трения по плоскости распила $\phi_{расп}$ для некоторых типов пород [3]

Тип породы	породы в сухом состоянии	породы во влажном состоянии
Амфиболит	32°	–
Базальт	35–38°	31–36°
Мел	–	30°
Конгломерат	35°	–
Медный порфир	31°	–
Доломит	31–37°	27–35°
Гнейс сланцеватый	26–29°	23–26°
Гранит, мелкозернистый	31–35°	29–31°
Гранит, крупнозернистый	31–35°	31–33°
Известняк	31–37°	27–35°
Песчаник	26–35°	25–34°
Кристаллический сланец	–	27°
Алеврит	31–33°	27–31°
Шиферный сланец	25–30°	21°

Таблица А10 – Значение коэффициента длительной прочности пород

Породы	Временное сопротивление одноосному сжатию, МПа	Коэффициент длительной прочности, η
Суглинки	< 0,2	0,40
	0,4	0,70
Глины	< 0,3	0,40
	0,6	0,60
	1,0 - 2,0	0,70
Аргиллиты	< 1,0	0,60
	2,0	0,65
	4,0	0,70
	5,0	0,75
	10,0 - 20,0	0,80
Алевриты	< 1,0	0,65
Песчаники	2,0	0,70
Конгломераты	5,0	0,75
Выветрелые разности изверженных и метаморфических пород	10,0	0,80
	15,0 - 50,0	0,85
Крепкие породы: изверженные и метаморфические породы, кварцевые и железистые песчаники, известняки, сидеритизированные аргиллиты, кристаллические и слюдистые сланцы	60,0 - 100,0	0,90
	> 100,0	0,95

Приложение Б – Физико-механические свойства ЭМ и пример физического моделирования

Таблица Б1 – Усредненные физико-механические свойства эквивалентных материалов

№	Типа смеси* или поверхности скольжения	Сцепление, г/см ²	Угол внутреннего трения, град.	Сцепление по контакту г/см ²	Угол внутреннего трения по контакту, град.	Предел прочности при растяжении, г/см ²	Объемный вес, г/см ³
1	Кварцевый песок 97%+ техническое масло 3%.	8	25	–	–	1,8	1,6
2	Чугунная буровая дробь 60%+кварцевый песок 37%+техническое масло 3%	3,6	35	–	–	0,9	3,66
3	Чугунная буровая дробь 88%+кварцевый песок 10%+техническое масло 2%	1	32	–	–	0,7	4,33
4	Песчано-гипсовая смесь	35-40	25-27			8-10	1,7
5	Смесь солидола с мелкомолотой слюдой	5-20	0-5				1,0
6	Солидол	4-6	0-2				1,0
7	Органическое стекло			1	21		
8	Органическое стекло со слюдой			2	25		
9	Органическое стекло с солидолом			3	0-5		
10	Органическое стекло с тальком			2	13		
11	Контакт графита со смесью Чугунная буровая дробь 60%+кварцевый песок 37%+техническое масло 3%			1	17		

*Процентное содержание компонентов во всех смесях дано по объему

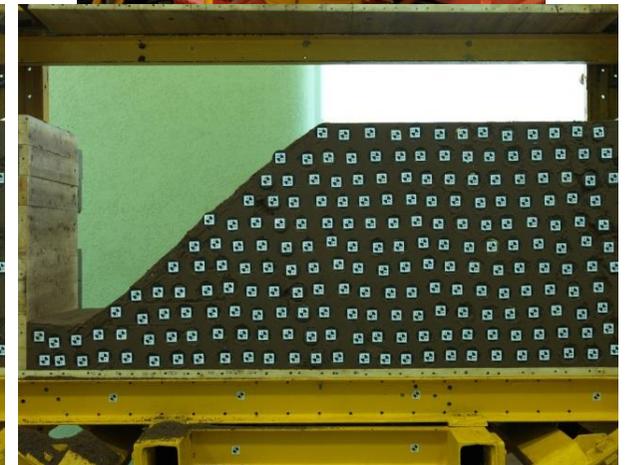
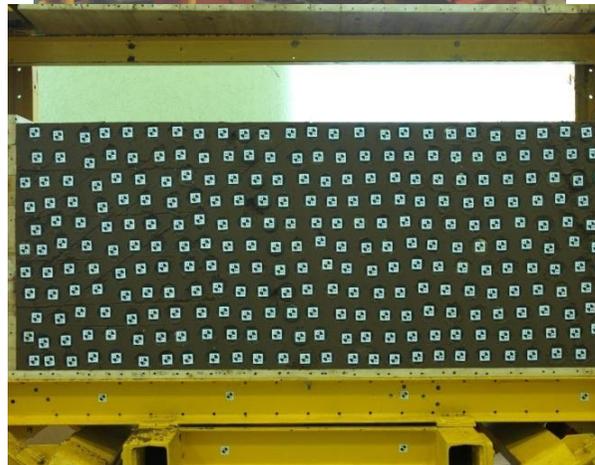
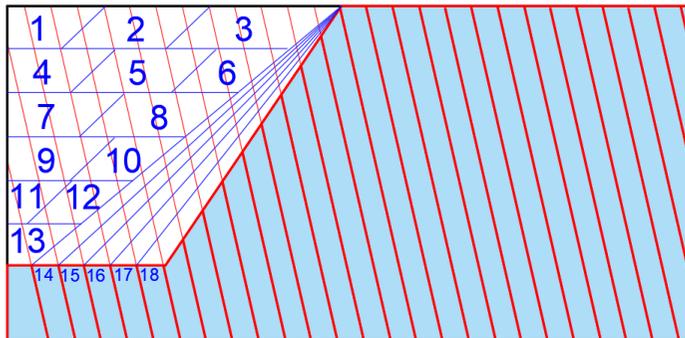


Рисунок Б1 – Пример моделирования ЭМ борта карьера