

**Научно-исследовательский геодезический,
топографический
и картографический институт**

МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ



Здибы 2015

www.vugtk.cz

МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ



**Здибы
2015**

УДК 622.271.451

ББК 33.22

У81

Рекомендовано Научно-техническим Советом Карагандинского государственного технического университета (протокол № 6 от «9» декабря 2014 г.).

Рецензенты: - Элиманов К.К., доктор технических наук, директор ТОО «КазНИМИ»;
- Исабек Т.К., доктор технических наук, профессор, зав. кафедрой РМПИ КарГТУ

Коллектив авторов: Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Долгоносов В.Н., Радей К., Станькова Г.

Мониторинг состояния откосов уступов и бортов карьеров Монография / Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Долгоносов В.Н., Радей К., Станькова Г.;

Научно-исследовательский геодезический, топографический и картографический институт, пгт. Здибы, Чешская Республика
Здибы, 2015. – 350 с.

Рассмотрены вопросы исследований прочностных свойств горных пород и структуры прибортовых массивов карьеров. Приведен богатый опыт выполнения расчетов по обоснованию параметров устойчивых откосов уступов и бортов карьеров. Даны рекомендации по повышению их устойчивости с разработкой мероприятий на проектных контурах и производством инструментального мониторинга.

Монография может быть полезна не только работникам горного производства, но и проектным организациям, а также студентам, магистрантам и докторантам специальностей «Горное дело», «Маркшейдерское дело», «Геомеханика» и «Геология и разведка полезных ископаемых».

ISBN 978-80-85881-37-0

© Научно-исследовательский геодезический, топографический и картографический институт, 2015

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время в Казахстане интенсивно ведется разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом. Основными из них являются: меднорудные – 12 (Жезказганское, Итауызское, Коунрадское, Николаевское, Актогайское, Бозшакольское, Акбастауское, Космурунское, Нурказганское, Саякское, Чатыркульское, Коктасжальское), полиметаллические – 6 (Карагайлинское, Коктенкольское, Акжальское и др.), золоторудные – 7 (Васильковское, Абызское, Варваринское, Камаровское, Пустынное, Загадка и Бакарчик), железорудные – 7 (Сарбайское, Соколовское, Качарское, Куржункульское, Ломоносовское, Кентобинское и Каражальское), угольные – 10 и более (Экибастузское, Майкубенское, Тургайское, Тенгиз-Коржанкульское, Шубаркольское, Жалын, Каражиринское, Борлинское, Куу-Чекинское, Карагандинское и др.), марганцевые – 5 (Ушкатын – III, Тур, Богач, Восточный и Западный Камыс, Жомарт и др.), бокситовые (Тургайские и др.), нерудные (Топарское и Катпарское известняковые, Алексеевское доломитовое) и другие. В целом в Казахстане интенсивно ведутся открытые горные работы на более 50 средних и крупных месторождениях.

По глубине открытые разработки Казахстана на отдельных месторождениях достигли величины 400-600 м, к ним относятся железорудные карьеры: Соколовский и Сарбайский, меднорудные: Коунрадский и Николаевский, большинство других карьеров колеблется в пределах от 100 м до 300 м, такие как меднорудные: Саякский, Акчий-Спасский, Итауыз, полиметаллические: Акжальский, Центральный (Карагайлинский), золоторудные: Васильковский, Варваринский (Центральный), железорудные: Качарский, Куржункульский, угольные разрезы: Богатырь, Восточный, Шубарколь и другие.

Вместе с ростом глубины открытых разработок увеличивается срок службы прибортовых массивов. Существующие открытые разработки характеризуются наличием карьеров с большим сроком службы, превышающим 50-60-летний рубеж, такие как меднорудные: Коунрадский, Николаевский, а также железорудные: Соколовский и Сарбайский. Средний же проектный срок службы карьеров колеблется в пределах от 20 до 30 лет. При этом с увеличением глубины разработки, как правило, происходит ухудшение горно-геологических условий месторождений.

Современный этап развития карьеров и угольных разрезов характеризуется модернизацией и приобретением новых технических средств добычи полезного ископаемого, применением новых технологических решений, что влечет к интенсификации горных работ. В этих условиях особая роль отводится надежному обоснованию,

обеспечению и инструментальному контролю состояния прибортовых массивов на открытых разработках.

Масштабы современного горнодобывающего производства требуют углубленного изучения и постоянного контроля за происходящими в прибортовых массивах геомеханическими процессами в период строительства и эксплуатации карьеров. На карьерах должна быть создана автоматизированная система геомеханического мониторинга откосов уступов и бортов.

Вопросами геомеханических исследований при разработке месторождений полезных ископаемых полноценно занимаются в Казахстане такие организации, как Карагандинский государственный технический университет (кафедра маркшейдерского дела и геодезии), Казахский национальный технический университет имени К.И. Сатпаева (кафедра маркшейдерского дела), Казгипроцветмет – Казахстанский головной проектный институт (г. Усть-Каменогорск), Институт горного дела имени Д.А. Кунаева (г. Алматы), ТОО «КазНИМИ» (г. Караганда), а также в России кафедры маркшейдерского дела при государственных горных университетах Санкт-Петербурга, Москвы и Екатеринбурга. Большое внимание этой проблеме уделяется в дальнем зарубежье: Австралии, Канаде, США, Германии, Африке и др.

Данная монография посвящена решению геомеханических проблем при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Исследования проведены маркшейдерской школой Центрального Казахстана им. чл.-корр. НАН РК Попова И.И.

1 ОСНОВНАЯ ТЕРМИНОЛОГИЯ ПРИ ОБЕСПЕЧЕНИИ УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ ОТКОСОВ

Основные термины и определения, используемые при оценке устойчивости откосов в процессе разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом, достаточно полно приведены в работе [38].

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

При открытой разработке горные работы разделяются на вскрышные (выемка, перемещение и размещение вскрышных горных пород не содержащих полезные компоненты) и добычные (выемка, перемещение и складирование или разгрузка руды с полезным ископаемым).

1.1 Основные понятия об открытых горных работах

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

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

Горизонтальные или наклонные поверхности уступа, ограничивающие его по высоте, называют нижней и верхней площадками, а наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства, - **откосом уступа**. Углом откоса уступа называется угол, образованный поверхностью откоса уступа и горизонтальной плоскостью, а линии пересечения откоса с верхней и нижней площадками – соответственно **верхней** и **нижней бровками**.

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

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

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

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

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

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

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

Размеры карьера на поверхности по простиранию вкрест простирания определяются размерами залежи, дна карьера, глубины и углов откосов его бортов. Они устанавливаются графически или

аналитически. Форма дна карьера в плане обычно близка к овальной. Длина карьера изменяется от сотен метров до 8 км, а ширина – до 4 км.

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

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

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

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

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

1.2. Элементы и терминология в геомеханике (геотехнике)

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

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

Бровка уступа – линия пересечения поверхности откоса уступа (яруса отвала) с поверхностью верхней или нижней площадки,

ограничивающей уступ по высоте, соответственно называемой верхней и нижней бровкой.

Геомеханика – наука, изучающая состояние и поведение горного массива в процессе разработки месторождения, а для карьеров – прибортовые массивы.

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

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

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

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

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

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

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

Карьерный откос – обобщающее понятие откоса уступа, борта и отвала на карьере или разрезе.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Подподошвенные оползни отвалов возникают при размещении отвалов на слабом основании (заболоченных участках или обводненных

пластичных породах лежащего бока). Основным внешним признаком этих оползней, по которому они отличаются от надподошвенных и подошвенных оползней, является наличие вала выпирания пород оползня, возникающего перед откосом отвала.

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

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

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

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

Пригрузка откоса (контрфорс) – отсыпка скальными породами упорной призмы вдоль фронта откоса с целью предотвращения его деформации.

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

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

Призма упора – нижняя часть призмы возможного обрушения, оконтуренная пологим участком наиболее напряженной поверхности со значениями углов наклона, меньшими величины угла внутреннего трения массива; на этом участке внутренние силы сопротивления смещению призмы превышают внешние сдвигающие силы.

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

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

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

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

Трещина отрыва – верхняя вертикальная часть поверхности скольжения.

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

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

Угол наклона между съездами (межрамповый) – угол между двумя транспортными съездами.

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

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

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

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

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

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

2 КРАТКАЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ КАЗАХСТАНА

Казахстан представляет собой крупную кладовую полезных ископаемых, включающую все химические элементы таблицы Менделеева. По своим рудным запасам она может сравниться лишь с двумя государствами – Австралией и Южно-Африканской Республикой. Наша страна занимает ведущие позиции в мире по наличию большинства важнейших для промышленности металлов, таких как железо, медь, свинец, цинк, золото, уран, марганец, хром и никель. Геологическими исследованиями установлено, что республика обладает крупнейшими в мире (после Америки и Китая) запасами волластонитовых руд – около 70 млн. тонн, позволяющими Казахстану занять лидирующее положение в производстве нового продукта – волластонита.

Следует заметить, что в мире отношение к сырьевой составляющей национальной экономики не является негативным. Это наглядно видно из того, что из 200 крупнейших мировых компаний к сырьевому сектору относятся 90, на их долю приходится более 80% общего объема реализации производимой продукции. Крупнейшими странами мира, входящими в число лидеров мировых производителей минерального сырья, являются США, Австралия, ЮАР, Канада, Китай и Россия. Высокий уровень экономического развития в большинстве таких сырьевых стран достигнут за счет интенсификации добычи и переработки собственных природных ресурсов (Канада, Австралия).

Казахстан можно отнести к сырьевой державе, экономика которой зависит от развития сырьевого сектора. В этой связи хотелось бы отметить, что за последнее время в Казахстане был принят ряд законодательных актов в поддержку интенсификации добычи и переработки природных ресурсов. К ним можно отнести:

- **Закон РК от 24 июня 2010 года «О недрах и недропользовании»**, направленный на защиту интересов Республики Казахстан, а также рациональное и комплексное использование недр;

- **Закон РК «Об инвестициях» от 8 января 2003 года**, направленный на стимулирование инвестиций и гарантирование защиты прав инвесторов при осуществлении инвестиций в Казахстане;

- **Государственная программа по форсированному индустриально-инновационному развитию Республики Казахстан на 2010-2014 годы**, утвержденная Указом Президента Республики Казахстан от 19 марта 2010 года, нацеленная на обеспечение диверсификации и повышение конкурентоспособности экономики страны.

За годы независимости в Казахстане были образованы мощные компании, специализирующиеся на добыче и переработке минеральных руд. Применяя в процессе производства современные технологии, они ориентируются как на отечественные проекты и исследовательские организации, так и на технологии своих иностранных партнеров. Предложения отечественных институтов зачастую выглядят достаточно уныло, но на их стороне большой опыт деятельности именно тех предприятий, которые стремятся модернизироваться. Основными горно-металлургическими предприятиями являются: «КАЗАХМЫС» – медная компания (карьеры, шахты, 10 обогатительных фабрик, цинковый завод, 2 медеплавильных комплекса, угольные разрезы, электростанции), «КАЗЦИНК» – производитель цинка с сопутствующими медью, свинцом (3 комбината, шахты, фабрики), ENRC – производство глинозема, хрома, марганца, никеля, железа, галлия, ферросплавов (шахты, фабрики, заводы), ТНК «Казхром» – добыча хрома (обогатительные фабрики, завод), «КАЗФОСФАТ» – производство удобрений (шахты, карьеры, завод), «КАЗАТОМПРОМ» (УМЗ) – добыча урана, производство редких металлов (шахты, заводы).

Ниже приведены основные месторождения полезных ископаемых Казахстана, предварительно сгруппированные по основному добываемому компоненту: меднорудные, золоторудные, полиметаллические, железорудные, марганцевые, нерудные, бокситовые и угольные. На этих месторождениях в разные годы научной школой геомехаников Центрального Казахстана (г. Караганда), сейчас уже им. чл.-корр. НАН РК Попова И.И., проводились исследования устойчивости откосов уступов и бортов карьеров и отвалов. Данный раздел написан по материалам инженерно-геологических исследований, представленных в виде рукописных отчетов геолого-разведочных экспедиций.

2.1 Меднорудные месторождения

Эта группа месторождений занимает лидирующее положение. Она представлена более 15 меднорудными месторождениями, где велись, ведутся и проектируются горные работы открытым способом по добыче меди. На территории республики разработкой этих месторождений в основном занимается крупная меднорудная компания ТОО «Корпорация Казахмыс», которая кроме добычи меди и других цветных металлов ведет ее переработку на обогатительных и медеплавильных заводах г. Жезказгана и г. Балхаша для получения катодной меди высокой пробы.

2.1.1 Жезказганское месторождение

Участок «Акчий - Спасский» площадью около 40 км² расположен в западной части Жезказганского медно-полиметаллического месторождения. Акчий-Спасский карьер входит в состав Северо-Жезказганского рудника с 1982 г. Добычу ведет ТОО «Корпорация Казахмыс».

Инженерно-геологические условия разработки участка, согласно классификации С.П. Пропорова, относятся к средней сложности. Участок сформирован скальными диссоциированными, трещиноватыми породами с наличием зон дробления и выветривания. Главными природными факторами являются структурно-литологическая анизотропия массива горных пород, развитая система естественной трещиноватости, большие значения горизонтальной составляющей естественного поля напряжений и многоруность оруденения. Руда представлена тремя согласно залегающими рудными телами, образующими брахиантиклиналь с основным падением в южном направлении.

Характерной особенностью осадочной песчано-глинистой толщи продуктивных свит является последовательное чередование песчаников, алевролитов и аргиллитов.

Обводненность месторождения в целом невелика. Действующие карьеры расположены на сдренированной площади месторождения, где уровни подземных вод находятся на глубине 260-350 м, поэтому разработка рудных залежей открытым способом производится без водоотлива из карьеров. Значительные притоки воды связаны со вскрытием в процессе ведения горных работ обводненных зон, приуроченных, как правило, к тектоническим нарушениям. При ведении горных работ на глубине 300 м прогнозный водоприток оценивается в количестве 980 м³/час (236 л/с).

В настоящее время карьер «Акчий-Спасский» имеет параметры: глубина отработки 250 м, углы наклона бортов колеблются от 38 до 40°, углы наклона откосов уступов в погашении 55°-60° при их высоте 30 м, ширина берм безопасности 10 м. Выемка вскрышных пород и руды производится с применением буровзрывных работ, а транспортировка авто- и железнодорожным транспортом.

Участок «Средне-Спасский» расположен в западной части месторождения. В административном отношении участок расположен в 9 км к западу от г. Сатпаева Карагандинской области.

Добыча медной руды на участке велась и будет вестись открытым способом (ТОО «Корпорация Казахмыс»).

В геологическом строении участка принимают участие те же самые породы, что и на других участках Жезказганского месторождения.

Отложения Жезказганской свиты перекрываются красноцветными отложениями Жиделисайской свиты нижнепермского возраста. В разрезе продуктивной толщи, общая мощность которой составляет 640 м, выделяется 44 слоя ритмично чередующихся серых и красных песчаников (мелко-, средне-, крупно- и разнозернистых), алевролитов и аргиллитов.

На месторождении выделены три главные системы трещин: 1 – с азимутом простирания $10-30^\circ$ ($270-300^\circ$) и углом падения $70-90^\circ$; 2 – $80-110^\circ$ ($270-300^\circ$) и углом падения $50-90^\circ$ и 3 – $150-200^\circ$ ($30-20^\circ$) и углом падения $0-25^\circ$. Размеры структурных блоков изменяются в широких пределах от 30-40 см до 100 см и более. Кроме того, увеличение интенсивности трещиноватости пород при минимальных объемах структурных блоков отмечается в районе флексур, на участках резкого изгиба микроскладок. Местами размеры структурных блоков, изученных по керну скважин, составляют от 0,53 до 3,3 м.

Обводненность участка полностью совпадает с данными участка «Акчий-Спасский».

Следует отметить, что в этом районе был отработан карьером Златоуст-Беловский участок месторождения, на базе которого и создан был ранее Северо-Жезказганский рудник.

2.1.2 Саякское месторождение

Саякское месторождение расположено в 240 км восточнее города Балхаша и в 40 км севернее озера Балхаш.

Разработка центрального участка месторождения велась вначале карьером «Саяк» до глубины 300 м, а затем нижние горизонты подземным способом по проектам Жезказганского головного проектного института ТОО «Корпорация Казахмыс». По данным проектного института «Гипроцветмет» (г. Москва) размеры карьера в плане составляют 1300×780 м. Карьер по проекту имеет два дна. Проектная отметка первого дна +300 м, второго +450-435 м. Максимальная глубина карьера с учетом первого дна достигает 255-265 м. Второе дно располагается в южной части карьера, глубина на этом участке достигает 145 м.

Углы наклона бортов карьера были обоснованы рекомендациями КарПТИ (проф. Окатов Р.П.). Они достаточно прогрессивные и составляют до 55° при высоте борта 300 м. При этом коэффициенты их запаса устойчивости превышают величину 1,30.

В геологическом строении Саякского рудного района, принимают участие туфогенно-осадочные, эффузионные, метаморфические и гидротермальные измененные породы. К туфогенно-осадочным породам относятся песчаники, алевролитовые туфы, известняки. Среди эффузионных пород выделяются роговообманковые андезитовые пор-

фириты, роговообманковые кварцевые порфиры, роговообманковые пироксеновые порфиры. К метаморфическим породам относятся: мраморы, контактовые роговики и скарны. К гидротермально измененным породам – постмагматические образования: актинолиговые и эпидот-актинолитовые скарны, хлоритовые скарны.

Среди тектонических нарушений наиболее крупными и широко распространенными являются шарнирные сбросы. Среди них выделяются следующие: юго-восточный, расположенный в юго-восточной части рудного района и отсекающий юго-восточную часть Саякской синклинали. Азимут его простирания от 60 до 70-75°. Молдыбайский разлом проходит южнее месторождения и ограничивает с севера месторождение Молдыбай. Северо-Саякский разлом проходит в 2,6-2,8 км севернее, пересекая северный фланг месторождения. Центральная зона разлома проходит в центральной части карьера. Азимут его простирания 80-90°. Угол падения сбрасывателя составляет 65-75°. Месторождение находится в крупном тектоническом блоке, ограниченном Северо-Саякским сбросом на севере и Молдыбайским сбросом на юге.

Трещинная тектоника месторождения полностью подчиняется закономерности всего Саякского рудного района. Общий план трещинной тектоники района и отдельных его участков отчетливо характеризуется дайками. Подавляющее большинство даек локализуется в безамплитудных трещинах и может служить показателем интенсивности и направленности трещинной тектоники на данном участке.

В гидрогеологическом отношении породы месторождения характеризуются слабой водообильностью. Коэффициент фильтрации колеблется от 0,0002 до 0,01 м/сутки. Повышенная водообильность наблюдается в зонах различных нарушений и на центральном участке, между профилями V - XVII. Расход воды на этих участках достигает 0,35 л/сек. Возможный приток воды в карьер принят равным 200 м³/час.

Карьер "Тастау" расположен в 10 км к западу от карьера «Саяк-1» и относится к Саякскому рудному полю. Разработка месторождения велась открытым способом, а сейчас отдельные рудные тела отрабатываются подземным способом ТОО «Корпорацией Казахмыс». В настоящее время размеры карьера в плане составляют 1300×800 м, карьер по проекту имеет два дна. Максимальная глубина карьера с учетом первого дна достигает 180 м. Второе дно, уже отработанное, расположено в юго-западной части карьера, глубина на этом участке достигает 90 м. В связи с тем, что вмещающие породы карьера являются крепкими скальными, углы откосов уступов в погашенном состоянии приняты равными от 55 – на верхних горизонтах до 70 – на нижних, кроме того, новым проектом института "ЖезказганНИПИЦВЕТМЕТ" предусмотрено увеличение углов откосов уступов на нижних горизонтах до 90°. Высота рабочих уступов запроектирована равной 15 м. Предусматривается на проектном контуре

сдваивание уступов в 30-метровый откос. Ширина берм безопасности колеблется от 6 до 10 м. Ширина транспортных берм составляет 16-20 м.

В геологическом строении Саякского рудного района участвуют все геологические образования палеозоя и нижнего протерозоя. В сочетании они образуют сложный грабен - синклинальный структурный комплекс, в погруженной части которого залегают верхнепалеозойские отложения, занимающие вместе с прорывающими их гранитоидами основную часть площади района. В Саякскую серию объединяются мощные толщи морских туфогенно-осадочных отложений, слагающие Саякскую грабен-синклиналь. Породы Саякской серии несогласно залегают на различных горизонтах девона. Отложения Саякской серии прорываются с интенсивным контактовым воздействием магматическими образованиями. Третичные отложения в районе отсутствуют, четвертичные - широко развиты на площади синклинали и обычно слагают пониженные участки долин. Вмещающими породами карьера являются ороговикованные песчаники, мраморы, гранодиориты, гранатовые скарны, диориты, туфоалевролиты с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодряконова от 6 до 16. Средняя крепость пород порядка 14. Характерным для месторождения является большое число даек (жильная фация), секущих все осадочные и интрузивные породы. Основная масса даек имеет северо-восточное простирание. Углы их падения крутые - 70-90°. Дайки локализируются в безамплитудных трещинах, спайности их контактов не уступают прочности вмещающих пород. По вещественному составу среди даек выделяются: гранодиорит порфириты, диоритовые и кварц-диоритовые порфириты, мелкокварциты, спессариты, диабазовые порфириты. Напластование осадочных пород имеет пологое залегание – не более 35°. Хотя разрывные формы тектоники в районе Саякских месторождений проявлены широко и разнообразно, в пределах контуров карьера не отмечено каких-либо крупных нарушений, которые могли бы представлять опасность для устойчивости бортов.

В гидрогеологическом отношении породы карьера "Тастау" характеризуются слабой водообильностью. По данным колонкового бурения обводненность пород на глубине также незначительна.

2.1.3 Коунрадское (Кынрадское) месторождение

Коунрадское месторождение расположено в 30 км на север от г. Балхаш Карагандинской области. Доработку месторождения ведет ТОО «Корпорация Казахмыс» (рисунок 2.1).

В последнее время карьер «Коунрадский» достиг глубины 420 м. Сейчас ведется доработка восточной и юго-восточной частей карьера. Высота уступов на карьере: рабочих 15 м и на проектном контуре 30 м.

Углы откосов уступов от 50 на верхних и до 60-65° на нижних горизонтах. Отбойка руды и породы осуществляется буровзрывными работами с отгрузкой взорванной горной массы в автотранспорт с последующей перегрузкой в железнодорожный транспорт с электровозной откаткой на обогатительную фабрику г. Балхаша.



Рисунок 2.1 – Карьер Коунрад

В геологическом отношении район месторождения представляет собой Западную краевую часть гигантского интрузивного тела (Коунрад - Бектауатинский бателит), протягивающегося на восток и северо-восток от месторождения. Интрузия прорывает осадочно-метаморфическую толщу пород нижнепалеозойского возраста, слагающую весь Балхаш-Коунрадский район.

Центральная часть района месторождения сложена интрузивным комплексом горных пород гранодиоритового состава. Геологическое строение месторождения осложнено наличием комплекса эффузивных пород кислого состава (эффузивных порфиритов), которые имеют покровный характер залегания и значительное площадное распространение (около 65% всей площади месторождения).

Корневая часть эффузивов имеет в плане подковообразную форму с вершиной, обращенной на запад. В нее заключен разбитый тонкой трещиноватостью рудоносный массив гранодиоритов и гранодиорит-порфиров, которые в верхней своей части превращены во вторичные кварциты.

В восточной части месторождения зона окварцевания невелика (до горизонтов 500-550 м). К западу мощность вторичных кварцитов и гранодиорит-порфиров постепенно увеличивается и на крайнем западе эти породы уходят на неизвестную глубину. Ширина их в плане на этом участке составляет 150-250 м. На поверхности гранодиоритового состава, главным образом в его восточной части, в виде островков залегают вторичные кварциты на эффузивных порфирах. Мощность на этом участке не превышает 100-150 м. Густая сеть мелких трещин, рассекающих гранодиоритовый массив, объясняется наличием тектонических напряжений, предшествовавших и сопровождавших формирование эффузивных порфиров. С этим же периодом времени связано образование и, так называемых, конически-кольцеобразных трещин, распространенных по периферийной части рудоносного массива и сыгравших важную роль в геологическом строении и структуре месторождения.

В осевой части рудного поля эта структура осложнена двумя линиями разломов, один из которых (Центральная линия) пересекает всю площадь карьера с юго-запада на северо-восток и делит рудное тело на две части: северо-западную и юго-восточную. С юго-востока к Центральной линии разломов примыкает вторая линия разломов с направлением юго-восток - северо-запад. Амплитуда перемещения по ним не превышает 10-15 м. Зона дробления имеет мощность 0,5- 1,0 м, а углы падения составляют 70-90°.

Таким образом, в формировании Коунрадского месторождения принимают участие в основном три вида горных пород - неизменные гранодиорит-порфиры, переходящие постепенно по глубине залегания в гранодиориты, вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров и вторичные кварциты из эффузивных порфиров. Остальные породы пользуются на участке карьера весьма ограниченным распространением. К ним относятся кварцевые диорит-порфиры и вторичные кварциты из диабазовых порфиритов. Дайки диоритовых порфиритов встречены в юго-восточном борту карьера, где они секут породы как интрузивного, так и эффузивного комплексов. Выходы вторичных кварцитов из диабазовых порфиритов наблюдаются в северо-восточной части карьера. Кроме того, в северо-восточном и восточном бортах, а также в Центральной части карьера встречаются каолинизированные породы (на горизонте 545 м). Каолинизированные породы развиты на тех участках, где эффузивный комплекс залегает на гранодиорит-порфирах горизонтально.

В гидрогеологическом отношении породы Коунрадского месторождения характеризуются весьма слабой водообильностью.

Подземные воды в основном приурочены к трещинам кливажа - отдельности, а также к зонам дробления вблизи тектонических нарушений. Движение подземного потока при отсутствии горных разработок происходило с северо-запада на юго-восток, в сторону озера Балхаш. Максимальная отметка пьезометрического уровня составляет 640 м. Гидравлические уклоны изменяются от 0,02 до 0,15. По данным опытных откачек, коэффициент фильтрации пород составляет примерно 0,008 м/сут. На участках зон дробления коэффициенты фильтрации несколько повышаются и достигают до 0,06 м/сут.

2.1.4 Николаевское месторождение

Месторождение расположено в Восточно-Казахстанской области в 100 км на северо-восток от г. Усть-Каменогорска (п. Усть-Таловка). Разработку вела ТОО «Корпорация Казахмыс» (рисунок 2.2).



Рисунок 2.2 – Общий вид карьера «Николаевский»

В настоящее время карьер «Николаевский» достиг глубины отработки 410 м и законсервирован в связи с происходящими на северном борту

оползновыми явлениями. Оставшаяся часть рудного тела обрабатывается подземным способом.

Рудная залежь образует флексуобразную складку, аналогичную типовым, развитым по вмещающей толще. Длинные крылья структуры ориентированы по азимуту 290-310 на северо-запад. В результате многолетнего изучения геологической службой комбината совместно с ВНИИцветметом месторождение было детально исследовано, произведена геологическая и промышленная типизация, установлены многообразие типов руд и большая неоднородность различных участков рудных тел.

По структурно-текстурным особенностям руды можно разделить на три основных типа: метаколлоидные, переходные и кристаллические.

Кристаллические руды подразделяются на серноколчеданные, колчеданные медные и медно-цинковые и составляют 64% общих запасов.

Для данного типа характерна вертикальная зональность, выраженная в последовательной смене с глубиной серноколчеданных руд колчеданными медными и колчеданными медно-цинковыми. По содержанию цинка среди медно-цинковых руд различаются богатые и бедные разновидности.

Отличительной особенностью данной группы руд является широкое развитие колломорфных текстур и невыдержанное распространение рудных компонентов-сульфидов меди, свинца, цинка, железа.

По структурно-текстурным признакам среди медно-цинковых руд выделяются так называемые перекристаллизованные руды, в которых широко распространены (до 50%) кристаллически-зернистые структуры. В целом для метаколлоидных руд характерны тесные срастания рудных минералов, размер выделения которых не позволяет нести селекцию основных рудообразующих сульфидов-сфалерита (вюрцита) и халькопирита даже при тонком помоле. Для цинковых разновидностей наблюдается эмульсионная вкрапленность халькопирита в сфалерите, в то время как для медно-цинковых типичны обособленные выделения халькопирита.

Переходные руды представляют собой естественную смесь кристаллических и метаколлоидных разновидностей и занимают промежуточное положение в строении залежи и составляют 15% от запасов. От соотношения метаколлоидной и кристаллической составляющей зависит схема переработки этого технологического сорта руд.

Коэффициент крепости вмещающих пород колеблется от 7 до 16 категории по шкале М.М. Протодяконова. Руды в основном имеют коэффициент крепости 13-14.

2.1.5 Шемонаихинское месторождение

Месторождение находится в Восточно-Казахстанской области в 20 км к северу от г. Шемонаиха. Отработка велась карьером до глубины 250 м, а в 2005 году она законсервирована ТОО «Корпорацией Казахмыс» (рисунок 2.3).

В геологическом строении месторождения принимают участие вулканогенно-осадочные отложения девона, подразделяемые на таловскую, гериховскую и николаевскую свиты. Широким развитием на месторождении пользуются интрузивные образования, которые подразделяются на два комплекса:

- межпластовые липарит - порфиоровые и диабаз - порфиритовые интрузии верхнедевонского возраста;

- дайки и дайкообразные плагиогранит - порфиоровые и диабазовые интрузии нижнекаменноугольного возраста.



Рисунок 2.3 – Шемонаихинский карьер

В структурном отношении месторождение представляет синклиналию складку (Шемонаихинская синклиналь), имеющую северо-западное простирание. Юго-западное крыло складки срезается южным разломом, залеченным интрузией плагиогранит - порфиров.

Главным рудовмещающим элементом месторождения является межформационная зона срыва на контакте пород гериховской и таловской свит. На месторождении выделены: западные рудные тела 1 и 2, южное рудное тело, линза восточная, линза северная, линза ПО и отдельные мелкие разобщенные линзы. В настоящее время все крупные рудные тела

и линзы отработаны. В отработке находится южное рудное тело. Глубина залегания рудных тел и линз 13-250 м, мощность от 0,5 м до 25 м.

Руды месторождения первичные сульфидные. Важнейшими рудными минералами являются: пирит, халькоперит, галенит, сфалерит. Главные нерудные минералы: кварц, серицит, хлорит, барит.

По качеству и поведению ведущих рудных минералов выделяется четыре основных природных сорта руд, которые по особенностям технологических схем обогащения сведены к двум технологическим: полиметаллический и медно-цинковый.

Кроме основных компонентов в рудах содержатся: золото, селен, телур, ртуть, галлий, индий, германий, а также молибден, кобальт, серебро, висмут, таллий; от 6,0 до 40% барий и сера.

2.1.6 Месторождение Космурын

Месторождение находится на территории Чубартауского района Восточно-Казахстанской области или в 400 км на восток от г. Каркаралинска. Разработку ведет ТОО «Корпорация Казахмыс».

В геологическом строении района принимает участие сложный комплекс осадочных, вулканических и интрузивных пород широкого возрастного диапазона – от среднего ордовика до верхнего девона.

Основные медноколчеданные месторождения района в своем пространственном размещении контролируются Акбастауской антиклиналью. Акбастауская антиклиналь сложена пликативными структурами более высоких порядков, из которых наиболее значимой является Акбастау-Космурунская брахисинклиналь, расположенная между месторождениями Акбастау и Космурын. Мульда брахисинклинали сложена вулканогенно-осадочными породами верхней толщи, периферия - эффузивно-вулканокластическим образованиями средней и нижней толщи. Падение крыльев пологое (5-30°), исключение составляет блок, расположенный к югу от основного разлома, где падение пород достигает 70-80°. В центре структуры отмечается мелкая брахиформная складчатость более высоких порядков.

Акбастауская антиклиналь разбита Основным, Южным, Бастау-Бабанским и Северным разломами на многочисленные блоки, среди которых наиболее крупными являются: Юго-Западный, Центральный, Восточный и Северный. Основной разлом прослеживается через всю площадь рудного поля месторождения Акбастау в северо-западном направлении, падение его северо-восточное, крутое, 70-80°. Он почти повсеместно сопровождается тектоническими брекчиями и повышенной трещиноватостью пород, контролируется экструзивными и субвулканическими телами дацитовых, андезитовых и базальтовых

порфириров. Кроме того, он отмечается зоной значительных градиентов и переходов от относительно высоких значений магнитного поля к низким. Структурные особенности месторождения Космурын обусловлены сложным сочетанием фрагментных первичных вулканических и наложенных складчато-разрывных форм. Из разрывных структур самой крупной является Основной разлом, западного и северо-западного простирания. Этот разлом располагается в 250 м к северо-востоку от месторождения. Амплитуды смещения по разломам незначительные (первые метры) и практически не влияют на морфологию рудных тел. С одной стороны, эти разломы контролируют субвулканические дайки и тела андезитовых порфириров, игравших роль экрана при локализации промышленного медного оруденения. С другой – они почти повсеместно залечены дайками плагиогранит-порфириров и плагиоаплит-порфириров, наиболее молодыми интрузивными образованиями района.

Выделено два превалярующих типа трещиноватости:

- пластовые трещины, предположительно, первичной сланцеватости совпадающие с наслоением пород и меняющие свою ориентировку в соответствии с крупными их изгибами в плане на глубине. Поведение подобных трещин в пространстве во многом предопределяет морфологию наиболее крупных тел (I-III) и линз.
- Крутопадающие трещины приразрывного кливажа, сопровождающих описанные выше разрывные нарушения и согласно с ними залегающие. Эти трещины часто выполнены пиритом, халькопиритом и сфалеритом: на их плоскостях иногда отмечаются борозды и зеркала скольжения следы многократных тектонических подвижек. Часть рудных линз и жил в лежащем боку рудовмещающей зоны залегают согласно с ориентировкой крутопадающих трещин.

2.1.7 Месторождение Акбастау

Месторождение находится на территории Аягузского района Восточно-Казахстанской области (в районе месторождения Космурын) и верхняя шапка его вскрыта карьером. Разработку ведет ТОО «Корпорация Казахмыс» (рисунок 2.4).

Рудное поле месторождения в плане тяготеет к пограничной области двух резко разнородных толщ: лавово-литокластической (андезито-дацитовый) и терригенно-осадочной. При этом центральная часть рудного поля и его восточный фланг сложены лавово-литокластической толщей, среди которой сохранились фрагменты первичных складчатых структур,

указывающие на наличие в пределах южной части месторождения флексурного перегиба.



Рисунок 2.4 – Положение горных работ на карьере «Акбастау»

Рудные тела месторождения контролируются зоной рассланцевания и дробления, наложенной на предполагаемый флексурный перегиб складки, и расположенной в клиновидном тектоническом блоке, с трех сторон ограниченном крупными разломами. Падение сланцеватости крутое ($50-90^{\circ}$) и соответствует падению рудных тел.

Верхняя часть рудных тел и минерализованных пород зоны рассланцевания перекрыта образованиями коры выветривания мощностью от 8,0 до 35 м.

Эти образования представлены, в основном, рыхлыми охристогоглинистыми породами, опалоярозитами, гидрогематитами, кварцитами с участками (глыбами) коренных пород.

Сульфидные рудные тела и вмещающие породы в зоне рассланцевания по своему физическому состоянию очень часто меняются от сильно разрушенных и трещиноватых, способных давать крупные вывалы, до крепких монолитных разностей.

Водовмещающие породы обводнены слабо и по отдельным зонам. Средний коэффициент фильтрации (без учета данных скв.308) пород, слагающих месторождение $0,07$ м/сут. Подземные воды приурочены к сложной системе трещин зон. Общий приток ожидался в пределах $19-61$ м³/час. Замер водопритока составил по скважине 10 м³/час, по стволу шахты - 6 м³/час, суммарно - 16 м³/час.

В пределах месторождения Акбастау развиты только трещиноватые воды эффузивно-осадочных отложений силура и ордовика. Суглинисто-глинистые покровные образования с различным содержанием щебенистого материала обводнены лишь в периоды снеготаяния и обильных дождей. Роль последних в обводненности месторождения ничтожна.

2.1.8 Месторождение Каратас

Месторождение расположено в северо-западном Прибалхашье на территории Приозерного района Жезказганской области, в 100 км к западу от города Балхаш и в 40 км от Балхашского горно-металлургического комбината, в составе которого намечается его разработка. На месторождении выделены три участка: Каратас I, Каратас II, Каратас IV, отстоящих друг от друга на расстоянии 200 – 800 м.

Разработка месторождения предусмотрена карьерами глубиной до 250 м с отдельной выемкой медно-молибденовых и молибдено-медных руд, переработка руд – на действующих обогатительных фабриках и металлургических предприятиях Балхашского ГМК. Окисленные руды участка Каратас – I предполагается перерабатывать методом кучного выщелачивания.

В геологическом строении района принимают участие гранитогнейсы, кристаллические сланцы, мраморы, кварциты, порфиroidы, конгломераты, песчаники, туфы с лавами кислого и основного состава, пластические и карбонатные осадки, туфогенно-эффузивные образования.

По инженерно-геологическим условиям месторождения относятся к категории средней сложности и характеризуются наличием локальных зон дробления и трещиноватости скальных пород, выдержанной зоны выветривания (глубиной в среднем 30 – 40 м, иногда 100 м).

Породы интенсивно смяты в складки субмеридионального простирания и разбиты многочисленными, обусловившими блоковое строение массива.

Тектонические нарушения района подразделяются на следующие типы:

- крупные долгоживущие разрывы первого порядка глубинного заложения, контролируемые размещения интрузий и лавовых излияний, а также и оруденения. Они прослеживаются с северо-восточным простиранием свыше 100 км;

- тектонические разрывы второго порядка, прослеживающиеся на многие километры, сопровождающиеся расланцеванием и окварцеванием,

имеющие сколовый и отрывной характер, часто заполненные дайковым материалом кислого состава;

-тектонические разрывы 3-го порядка – небольшие разрывные нарушения, протяженностью в несколько сот метров преимущественно северо-восточного и северо-западного простирания;

-трещиноватость и кливаж, развитые очень широко. Наблюдаются обычно две системы трещиноватости и кливажа. Одна совпадающая с основным разломом и вторая – сопряженная. Развиты, как правило, вдоль крупных сколовых нарушений.

2.2 Золоторудные месторождения

В республике чисто золоторудных месторождений не так много, но они имеются. К наиболее крупным относятся: Васильковское, Абыз, Алпыс, Варваринское, которые уже разрабатываются открытым способом, а Пустынное и Загадка – планируются к открытой добыче. Крупное месторождение Бакырчик законсервировано, имеются и другие. Однако, следует заметить, что все полиметаллические и меднорудные месторождения в процессе разработки попутно извлекают золото, серебро и другие редкие металлы. Сейчас в Казахстане добычей золота занимаются такие горнорудные компании, как ТОО «Алтынтау Кокшетау», ТОО «Корпорация Казахмыс», АО «Варваринское», АО «Алтыналмаз» и другие.

2.2.1 Васильковское месторождение

Карьер «Васильковский» запроектирован и построен для отработки месторождения золотосодержащих руд и расположен в 17 км севернее города Кокшетау. Разработку ведет ТОО «Алтынтау Кокшетау» (рисунок 2.5).

Васильковское месторождение предусматривается разрабатывать открытым способом глубиной до 450 м. Сейчас глубина разработки порядка 150 м. В связи с этим встает задача по обоснованию рациональных параметров устойчивых бортов карьера.

На месторождении наибольшим распространением пользуются кварц-полевошпатовые метасоматиты с характерными участками пегматоидного простирания калишпата кварцем, локализующиеся вблизи маломощных даек гранитоидов и пронизывающие породы габбродиоритового состава. Породами, вмещающими орудинение, являются гранитоиды, реже габбро и габбро-диориты. Основные рудные минералы – золото, арсенопирит, висмутовые минералы. Преобладающее значение имеет арсенопирит.

Небольшим распространением пользуется пирит, халькопирит, блеклая руда, сфалерит и галенит.



Рисунок 2.5 – Состояние карьера «Васильковский»

На месторождении развиты как первичные, так и окисленные руды, последние приурочены к коре выветривания. Месторождение относится к золото-сульфидно-кварцевым и умеренно-сульфидным рудам. Основная рудная зона имеет в плане изометричную форму, несколько вытянутую в северо-восточном направлении с максимальным размахом промышленного орудинения в осевой линии до 720 м.

В границах рудной зоны размещаются рудные скопления, отвечающие условиям промышленных кондиций. Размеры таких рудных скоплений весьма разнообразны и меняются по направлению разведочных пересечений от 3-50 до 90 м, составляя в среднем 16 м. Рудные тела с четкими контактами отсутствуют. Часто рудные тела, выделенные по одной из стенок горной выработки, на другой не наблюдаются. Разная интенсивность прожилково-вкрапленного орудинения исключила возможность оконтуривания конкретных рудных тел на стадии детальной разведки.

2.2.2 Варваринское месторождение

Месторождение находится на северо-западе Казахстана, в 130 километрах от регионального центра Костаная и в 10 километрах от

границы с Россией. Добычу руды на золото и меди ведет АО «Варваринское» (рисунок 2.6).



Рисунок 2.6 – Карьер «Центральный»

Верхние горизонты сложены в основном глинистыми отложениями мощностью от 5 м до 25 м и корой выветривания от 10 м до 40 м (отдельные места до 80 м, геологический разрез 7), а коренные породы представлены известняками, мраморами, базальтами, диоритами, метасоматитами и их разновидностями мощностью от 10-15 м до 100 м.

В геологическом строении месторождения принимают участие вулканогенно-осадочные породы палеозойского фундамента, рыхлые отложения мезокайнозоя, интрузивные и контактово-метасоматические образования, которые представлены базальтами и их порфировыми разновидностями: туфопесчаниками, туфоалевролитами, песчаниками, алевролитами, базальтами, кремнистыми сланцами, полимиктовыми песчаниками, конгломератами, известняками; породами порфировидных диоритов, ультраосновными (серпентиниты), габбровым и диорит-гранодиоритовым комплексами, дайкообразными и линзообразными телами серпентинитов небольшой мощности, реликтовыми структурами дунитов и перидотитов: габбро, габбро-диоритами, диоритами; дайками, силлами и штоками порфировидных диоритов, кварцевых диоритов: диоритовых порфиритов; вулканогенными, осадочными, интрузивными и гидротермально-метасоматическими породами: глинисто-щебенистым, щебенистым, интенсивно выветрелым милонитизированным каменистым материалом; бокситоносными породами сеноман-турона (K_2cm-t),

пестроцветными глинами с прослоями, линзами бокситов и бокситовых глин, серыми песками и глинами с растительным детритом, железистыми песчаниками, темно-серыми и черными глинами, оолитовыми железными рудами.

Моноклиальная структура месторождения осложнена разноориентированными и разновозрастными разломами, складчатыми и складчато-разрывными нарушениями. В результате площадь месторождения разбита на блоки. Выделяются пять крупных блоков: Западный, Северный, Центральный, Восточный и Северо-Восточный.

Ресурсы месторождения оцениваются в 92,2 млн т руды с содержанием 1,05г/т золота и 0,54% меди.

В структурном отношении месторождение осложнено различного рода разломами, складчато-разрывными нарушениями и трещиноватостью пород.

На участке месторождения практически отсутствуют водоупоры между водоносными горизонтами, содержание глинистой фракции в песках и песчаниках значительно ниже, чем на водораздельных площадях, что благоприятствует взаимосвязи водосодержащих толщ, и обуславливает, почти повсеместно, единое для всех горизонтов и комплексов положение уровней подземных вод, условия их формирования и разгрузки. Максимальная глубина залегания уровня подземных вод не превышает 13,0м. Гидрогеологические условия месторождения средней сложности, обусловленные наличием в вертикальном разрезе пяти водоносных горизонтов, гидравлически связанных с рекой Аят и между собой. Максимальные водопритоки в горные выработки ожидаются в карьере 400 м³/час, в подземный рудник 178 м³/час при среднемноголетних значениях 200 м³/час. Обеспеченность водопритоков дренажных вод составляет 200 м³/час.

В настоящее время глубина отработки карьера достигла 150 м.

2.2.3 Месторождение Абыз

Месторождение расположено в Каркаралинском районе Карагандинской области и находится в 195 км к востоку от районного центра г. Каркаралинска. Добычу руды ведет ТОО «Корпорация Казахмыс».

Длина карьера севера на юг составляет 750 м, ширина с запада на восток – 280 м, площадь карьера на поверхности – 178,0 тыс. м², глубина карьера – 190 м (рисунок 2.7).

Рудное поле месторождения Абыз расположено в западной части Предчингизской зоны, в области ее сочленения со структурами Токрауского синклиория, разделенных меридиональным Центрально-

Казахстанским разломом. Все это определяет блоковое и мозаичное строение всей Абызской предразломной зоны.



Рисунок 2.7 – Состояние карьера Абыз

Месторождение на значительной площади (90 %) имеет двухэтажное строение, верхний этаж сложен несвязными и связными породами, мощность которых до 46 м, а нижний – скальными образованиями.

Глубина залегания рудных тел от земной поверхности составляет от нескольких метров (Восточный участок) до 670 м (Западный участок).

В пределах рудной зоны выделяется 15 рудных тел, из которых балансовыми являются: на Восточном участке 9, а на Западном 6; морфология рудных тел сложная, как по падению, так и по простиранию, отмечаются раздувы и пережимы, изгибы, апофизы и выклинивание тел, в основном, постепенное, плавное, местами довольно резкое и тупое, форма их линзовидная, линзовидно-пластовая, простирание рудных тел субмеридиональное, падение западное, юго-западное, углы падения их почти горизонтальные, наклонные ($35-55^{\circ}$) и крутые ($75-90^{\circ}$), мощность рудных тел изменяется от 0,3 до 50,0м, наиболее крупным и выдержанным является основное рудное тело – оно включает 73,2 % запасов руды Восточного участка и 65,5 % Западного участка, а остальные рудные тела состоят из 2-7 линзовидных тел, расположенных на расстоянии 3-550 м. С поверхности до глубины 20-35 м рудные тела сложены окисленными рудами, ниже – сульфидными, в строении рудных тел участвуют

сплошные и вкрапленные руды, распространение которых не имеет особой закономерности.

В геолого-структурном отношении месторождение приурочено к Абызской приразломной зоне Западно-Чингизского синклинория. Месторождение сложено нижне-среднедевонскими образованиями (андезиты-базальты, андезиты, дациты, риолиты, базальты, лавобрекчии, туфы различного состава, песчаники, алевролиты, гравелиты, диабазы, диориты, диорит-порфиры, метасоматиты). Значительная часть площади месторождения (70 %) с поверхности перекрыта глинистыми отложениями (супесь, суглинки, глины) мощностью до 46 м. В обводнении месторождения принимают участие трещинные воды нижне-среднедевонских образований. Водоносность их зависит в первую очередь от характера и степени трещиноватости. В целом породы весьма неравномерно трещиноваты. Наиболее трещиноваты породы в верхней части месторождения, в интервалах 20-25 м и 45-50 м. Глубина распространения активной трещиноватости водовмещающих пород составляет 95 м. Ниже этой глубины трещины открытого типа встречаются в пределах зон тектонических нарушений.

В целом обводненность пород невысокая. Дебит скважин обычно составляет 0,02-0,6 л/с при понижении уровня, соответственно, на 24,0-2,0 м. И только на участках проявления разрывной тектоники породы отличаются повышенной водообильностью. Здесь дебит скважин увеличивается до 3,2 л/с при понижении уровня на 7,3 м. Водопроницаемость пород варьирует в пределах 0,55-48,4 м³/сут, в среднем составляя 7,44 м³/сут. Подземные воды на месторождении, в основном, безнапорные. На отдельных участках, в центральной и южной части его, где мощность глинистых отложений достигает 20-60 м, подземные воды обладают напором. Величина напора достигает 45 м. Глубина залегания уровня подземных вод составляет 3,2-19,2 м (абсолютные отметки 778-788 м). Общее направление потока с севера на юг.

2.2.4 Месторождение Пустынное

Месторождение расположено в Актогайском районе Карагандинской области в 120 км к востоку от г. Балхаш. Оно является сырьевой базой горно-металлургического комплекса, входящего в состав АО «АК Алтыналмас». Верхняя шапка месторождения вскрыта карьером глубиной до 50 м (рисунок 2.8)

Породами, слагающими массив, являются: песчаник, туфо-песчаник, углистый песчаник, серпентинит, перидатит, углистый алевролит, известняки, туфы, туфо-песчаник, андезит, пилит.



Рисунок 2.8 – Состояние карьера Пустынное

Рудовмещающие породы разорваны дорудными нарушениями сбросо-сдвигового характера северо-западного и северо-восточного направлений. Наиболее крупными из них являются нарушения северо-западного простирания. Амплитуда смещения по ним достигает 30 метров, падение крутое – 65-80°. Очень часто разломы северо-восточного простирания сопровождаются жильным окварцеванием и карбонатизацией. Разломы дорудные, так как по ним не отмечается существенных смещений рудных тел.

Гидротермальные образования в пределах месторождения имеют довольно широкое распространение. Лиственитизированные породы развиты преимущественно вдоль разрывных нарушений, в виде линейных линзообразных зон протяженностью 10-15 м при мощности от 1 до 10 м.

Гидротермальные изменения в пределах рудных тел и по их периферии представлены интенсивным окварцеванием осадочных пород. Окварцевание проявляется в виде метасоматической проработки осадочных пород и разноориентированных кварцевых прожилков и жил. Прожилковое окварцевание в песчаниках наиболее интенсивное и имеет штокверковый характер. Мощность прожилков от волосовидных до 2-3 мм. В алевролитах и алевропесчаниках прожилки ориентированы вдоль

слоистости и имеют мощность от первых миллиметров до 10-15 мм. Изредка отмечаются секущие крутопадающие жилы молочно-белого кварца мощностью 0,5-3 м, не несущие золотого оруденения.

Гидротермальные изменения пород развиты вдоль многочисленных сколовых трещин, игравших роль рудоподводящих и рудораспределяющих каналов.

Кварцево-жильные зоны характеризуются сложным строением, с частыми пережимами и раздувами и имеют как согласное со слоистостью, так и секущее залегание. Простираение их изменчивое – от северного до северо-восточного, протяженность – от первых метров до сотен метров, углы падения крутые – 65-90°, мощности – от первых десятков сантиметров до 6 метров. Различное сочетание структурных, тектонических и литологических факторов обусловило довольно сложное размещение оруденения и форму рудных тел. Золотая минерализация распределяется весьма неравномерно. На фоне сравнительно убогого оруденения выделяются зоны (тела) кондиционных руд, разделенных некондиционными прослоями. Рудные тела представляют собой пластообразные и линзообразные залежи мощностью от первых метров до 112 м. Рудные тела крутопадающие (60-90°) с пережимами и раздувами, простираение субмеридиональное 315-20°. Всего выделено 7 рудных тел.

Участок месторождения характеризуется различными фильтрационными свойствами пород, неявно выраженными источниками формирования запасов подземных вод, отсутствием связи с поверхностными водами. По характеру водовмещающей среды, условиям залегания и формирования в районе выделяются трещинные, трещинно-жильные и поровые воды. Практическое значение имеют трещинные, трещинно-жильные воды, заключенные в коренных породах. Основным источником питания трещинных и трещинно-жильных подземных вод являются атмосферные осадки. Гидрогеологические условия месторождения схематически представляются в виде пласта неограниченного в плане. Это связано с тем, что окружающие продуктивную толщу отложения в процессе освоения месторождения будут оказывать влияние на водоприток в карьер за счет привлечения подземных вод по зонам тектонических нарушений. Основные водопритокки выявлены на глубинах от 8-9 до 49,6 м, а наиболее обводненные интервалы отмечаются до глубины 25 м. Ниже глубины 80-100 м трещиноватость пород практически затухает.

Ожидаемый водоприток в проектный карьер составит:

- водоприток за счет дренирования подземных вод – 12,1 м³/час;
- приток за счет атмосферных осадков – 28,6 м³/час;
- эпизодический приток за счет ливневых осадков – 464 м³/час.

2.2.5 Месторождение Акбакай (участок Загадка)

Месторождение расположено в Мойынкумском районе Жамбулской области и находится в 4 км к юго-востоку и в 1,2 км к югу от разведанных ранее месторождений Акбакай и Бескемпир. Площадь месторождения 2,5 км². Месторождение, как перспективное на золото, было выявлено в 1971-1973 гг. при поисковых работах масштаба 1:10000 и получило название рудопроявления Васильевское. Проходка подземных выработок из первого глубокого шурфа 54 выявила промышленную значимость одной из рудных зон, получившей название Аксакал, на которой были поставлены поисково-оценочные работы, перешедшие без перерыва в предварительную (1984 г.) и детальную (1987 г.) разведку.

В пределах рудного поля детально разведаны месторождения Акбакай, Карьерное, Бескемпир, предварительно – месторождение Кенжем. Ведутся поисково-оценочные работы на ряде других проявлений, тяготеющих к Долинному разлому (Северный Шуак, Япурай и др.), промышленная значимость которых до настоящего времени не определена.

Прибортовые массивы карьера «Загадка» по данным геологоразведочных скважин сложены песчаниками темно-зелеными, темно-серыми массивными; песчаниками окварцованными, алевропесчаниками серыми, массивными, слабоокремненными; гранодиоритами среднезернистыми, массивными, светло-серыми, по сколам охры железа.

Структурный рисунок рудного поля создают разнонаправленные разрывные тектонические нарушения. По времени заложения и масштабам проявления разрывы разделены на 4 группы. Разрывные нарушения на площади месторождения относятся к третьей группе, которая объединяет разрывы первого и второго порядка. Все они заложены после внедрения Кызылжартасского интрузива, нередко выполнены разновозрастными дайками и являются рудовмещающими. По времени заложения, морфологическому и пространственному положению относительно крупных разломов выделено три системы разрывных структур.

Первая система объединяет крутопадающие и субвертикальные разрывы северо-западного и меридионального простирания, она контролирует дайки лампрофиров, диоритовых и диабазовых перфиритов, За пределами месторождения эти разрывы контролируют второстепенные рудные зоны. Примером может служить Шуакская рудная зона, представляющая собой полосу перемятых и окварцованных песчаников протяженностью до 2 км, мощностью 2-3 м с линзовидными кварцевыми жилами.

Ко второй системе отнесены разрывные нарушения поперечные к региональным разломам северо-западного простирания. Один из разрывов этой системы контролирует рудную зону. Разрыв представлен зоной рассланцованных и перемятых пород мощностью 2-3 м, падает на юго-запад под углом $75-85^{\circ}$. Центральная часть зоны дробления окварцована, сульфидизирована, вмещает линзовидные тела кварца. Прослеженная длина нарушения достигает 900 м.

Разрывные структуры третьей системы являются важнейшими рудовмещающими элементами. К ним отнесен разрыв, контролирующей рудную зону Аксакал. Он представлен зоной смятия и дробления песчаников мощностью 1-10 м с тектоническим швом в центральной части, с наложенной золото-кварц-сульфидной минерализацией и линзовидными кварцевыми жилами. Разрыв прослежен горными выработками на протяжении 1600 м, имеет восток-юго-восточное простирание и северное падение под углами от $45-50^{\circ}$ до $65-85^{\circ}$. Заложен он, видимо, по типу оперяющих трещин скола к Долинному разлому. К этой системе разрывов относятся и второстепенные рудные зоны.

Помимо указанных, на площади месторождения получили развитие трещинные структуры IV группы, не обнаруживающие видимой связи с разломами. К ним относятся контракционные трещины в интрузиве (зона Промежуточная), а в терригенных образованиях - послойные срывы, которые контролируют штокверковые залежи типа Загадка.

2.3 Полиметаллические месторождения

Представителями полиметаллических месторождений являются Коктенкольское молибденовое, Карагайлинское барито-медное (участки Главный, Дальний и Южный), Борлы молибденово-медное, Верхнекайрактинское вольфрамное, Акжальское цинковое и Чиганакское барито-цинковое. Все они давно разведаны. На некоторых из них велись горные работы открытым способом, на других продолжаются, третьи переходят на подземный способ разработки. Сегодня успешно ведут горные работы предприятия ТОО «NOVO-Цинк» и АО «Восточное рудоуправление».

2.3.1 Акжальское месторождение

Месторождение расположено в Шетском районе Карагандинской области. Ближайшим горнопромышленным центром является г. Балхаш, расположенный в 130 км к юго-востоку.

В настоящее время отработка запасов месторождения ведется карьером «Центральный», максимальная глубина которого достигает 240-245 м (рисунок 2.9). В 2001 году построен цех тяжелых суспензий производительностью 800 тыс. тонн для предварительного обогащения бедных руд (от 1,5 до 4 % Zn). Разработку ведет ТОО «NOVO-Цинк».

Месторождение прослеживается на 5,5 км, рудные тела в центральной части месторождения имели выход на дневную поверхность, залегание рудных тел на глубину до 600 м, ширина рудной зоны до 350 м, падение в Центральной части крутое, на Восточном участке – пологое (до 20-30°);

На площади Акжальского рудного поля широко развиты жильные породы, сопровождающие интрузии. Комплекс пород (по Коптеву-Дворникову, 1952) соответствует дайкам второго этапа и представлен диоритовыми, диабазовыми, кварцевыми диоритовыми порфиритами, граносиенит-порфирами.



Рисунок 2.9 – Состояние горных работ на карьере «Центральный»

Рудная зона характеризуется сложным внутренним строением, встречаются пластообразные и седловидные рудные тела и залежи прожилково-вкрапленных руд, рудные тела не выдержаны по падению и простиранию, имеют пережимы и раздувы, разветвляются и соединяются вновь.

Рудоносная и вмещающая толщи представлены скальными породами: массивными, изредка скарнированными и ороговикованными, известняками, алевролитами, порфиритами, известковистыми песчаниками.

Помимо пликтивных нарушений наблюдается большое количество дизъюнктивных, сформировавшихся в дорудное, внутрирудное и

пострудное время; они отличаются своими размерами, амплитудами смещений и интенсивностью, сопровождающей их трещиноватостью и рассланцеванием пород. Закарстованность рудовмещающих пород слабая.

Район Акжальского рудого поля отличается сравнительной бедностью поверхностных и подземных вод и относится к зоне недостаточного увлажнения. Гидрогеологические условия района определяются специфическим взаимодействием климатических, физико-географических и геологических факторов, типичных для центральной части Казахстана. Подземные воды содержатся в породах большинства стратиграфических подразделений, однако, по условиям залегания, химическому составу, минерализации и водопроницаемости, они отличаются разнообразием.

Дебиты скважин, вскрывавших подземные воды известняков Акжал-Аксоранской зоны, колеблются от 0,01 до 3,6 л/с при понижениях уровня, соответственно, на 30-23 м.

Наиболее обводнены породы в пределах зон тектонических нарушений на Западном участке, где фактические дебиты достигали 3,1-4,0 л/с при понижениях уровня на 0,6-0,1 м. Дебиты скважин Восточного участка несколько выше дебитов скважин Центрального участка, что указывает на сравнительно более высокую обводненность первого. На это косвенно указывают также коэффициенты фильтрации, варьирующие в пределах 0,01-0,9 м/сут для Восточного участка и 0,003-0,223 м/сут для Центрального участка. Средний коэффициент фильтрации по Центральному, Западному и Восточному участкам месторождения составляет 0,081 м/сут (по материалам работ 1965-1968 гг.).

2.3.2 Чиганакское месторождение

Месторождение расположено в Западном Прибалхашье в 22 км к северо-западу от ст. Чиганак и в 27 км к западу от озера Балхаш. Разработку ведет АО «Восточное рудоуправление» (рисунок 2.10).

Месторождение относится к восточной части Сарытумской зоны, в которой сочетаются разнообразные дизъюнктивные и пликативные дислокации.

Баритовые руды месторождения слагают пластовое тело, залегающее согласно с вмещающими их породами. По простиранию пласт баритовых руд прослежен более чем на 2 км при средней мощности около 10 м. В лежащем боку распространены яшмокарциты, висячем - песчано-сланцевая пачка с прослоями яшмокарцитов, конгломератов, кремнистых сланцев.

Рудные тела месторождения разделены безрудными промежутками протяженностью 180 м между залежами 1, 2 и 250 м между залежами 2 и

3, что предопределило отработку залежей отдельными карьерами. Глубина залегания рудных тел для открытых горных работ изменяется от 0 до 67 м.



Рисунок 2.10 – Состояние горных работ на карьере «Чиганак»

Разрывными нарушениями рудные тела разбиты на крупные блоки, которые нередко смешены относительно друг друга. Смещения носят сбросо-сдвиговой характер с амплитудами от нескольких метров до 30 м и более, что усложняет условия отработки.

Вмещающие породы до глубины 30-60 м в разной степени выветрелые и трещиноватые. С поверхности они во многих местах превращены в дресву, особенно сланцы. Рудные тела несколько менее трещиноватые.

Породы вскрыши условно разделены на рыхлые (глинистые сланцы, алевролиты, глинистые породы), полускальные породы (алевролиты, аргиллиты, глинисто-кремнистые сланцы т.д.) и скальные породы (яшмы, яшмокварциты), которые могут использоваться для производства щебня.

Первичная пластовая форма рудного тела сильно осложнена последующими дислокациями. В результате складчатости, залежи барита вместе с вмещающими их породами приобрели практически вертикальное падение, а перемещения по многочисленным нарушениям обусловили блоковое строение, как месторождения, так и его рудных залежей.

Наиболее хорошо картируются две диагональные по отношению к напластованию системы разрывов – северо-восточная и северо-западная. Наиболее крупными разломами с амплитудами смещения до 200-300 м баритонная пачка разбита на три залежи (блока). Рудные залежи имеют блоковое строение, но амплитуды смещения по разломам, прослеженным внутри них, не превышают 20-30 м.

Гидрогеологические условия месторождения достаточно простые. Водовмещающими породами являются отложения нижнего палеозоя, представленные песчаниками, сланцами, алевролитами, яшмокарцитами и баритами. Породы залегают моноклинально, их падение близко к вертикальному, что благоприятствует фильтрации атмосферных осадков. Породы пересечены серией тектонических разломов и трещин, мощность которых колеблется от 0,2 до 2,0 м. Зоны тектонических разломов и открытых трещин создают условия для формирования подземных вод.

Фильтрационные свойства пород низкие. Коэффициенты фильтрации составляют 0,004 – 0,175 м/сут, при среднем значении 0,078 м/сут.

Мощность зоны интенсивной трещиноватости в среднем составляет 30-60 м. На большей глубине трещиноватость уменьшается. Уровень подземных вод находится на глубине от 28 до 35 м. Породы слабо обводненные, дебиты скважин колеблются от 0.006 до 0.062 л/с при понижениях 9,7 – 19,0 м.

2.4 Железорудные месторождения

Основные запасы железных руд в Республике Казахстан сосредоточены на севере Костанайской области. Это Соколовское, Сарбайское, Качарское и Куржункульское месторождения. Кроме того, имеются запасы и в Центральном Казахстане: Кентобинское и Каражальское месторождения.

2.4.1 Соколовское месторождение

Месторождение находится в Костанайской области Республики Казахстан, в 40 км к юго-западу от г. Костаная в 1-2 км от г. Рудного. Разрабатывает месторождение карьером «Соколовский» АО «Соколовско-Сарбайское горно-производственное объединение» (АО «ССГПО»).

Руды месторождения являются комплексными. Кроме железа и серы, они содержат медь и кобальт. Часть пород скальной вскрыши в карьере пригодна для производства щебня.

В магнетитовых рудах по текстурно-структурным признакам выделено 4 природных типа: массивные (сплошные), полосчатые,

вкрапленные и прожилково-брекчиевидные. По характерным сочетаниям главных нерудных минералов они подразделяются на многочисленные разновидности. Учитывая также различия в показателях извлечения железа по разным минеральным разновидностям, типы руд (за исключением сплошных) сгруппированы в 3 технологические разновидности: скаполит-магнетитовая, гранат-магнетитовая, амфибол-магнетитовая. В этих рудах главным рудным минералом является магнетит, основное количество которого (90%) сосредоточено в цементе руды. Второстепенными являются пирит (15-30%), гематит халькопирит и др. Из нерудных минералов наиболее распространены пироксен, гранат, скаполит, эпидот.

Горные работы на Соколовском карьере начаты в 1954 году по проекту института Гипроруда. В 1959 году карьер сдан в эксплуатацию, в 1965 году – освоение проектной мощности карьера – 9,5 млн.т. в год. По состоянию на сентябрь 2010 года размеры карьера составляют по поверхности в длину 3400, в ширину 2000, глубина составляет 520 м (рисунок 2.11).



Рисунок 2.11 – Состояние горных работ на карьере «Соколовский»

На протяжении всего месторождения прослеживается Главная меридиональная тектоническая зона, которая является рудоподводящей и рудораспределяющей структурой месторождения. Рудная зона

месторождения почти меридионального простирания длиной более 9 км прослежена на глубину до 1600 м при ширине в плане в наиболее продуктивной ее части от 100 до 600 м. Причем, если к северу от разреза II падение пород и рудных тел до – 600 м составляет 45-50° на восток, то к югу от разреза II падение крутое 80-90° на запад. Южный и Центральный участок разрабатываются карьером. На Северном участке расположено основное шахтное поле действующего Соколовского подземного рудника. На участке открытых горных работ выделяется 3 рудных тела мощностью от 4 до 200 м, длиной по простиранию от 100 до 3900 м, по падению от 100 до 1000 м. Прожилково-вкрапленные руды слагают рудное тело 6 и залегают в висячем боку основной рудной зоны южного участка.

Покрывающие породы мезокайнозойского возраста имеют горизонтальные залегания и представлены песчано-глинистыми отложениями, песчаниками и опоками. Средняя суммарная мощность их по месторождению 100 м.

За пределами карьера уровень неоген-четвертичного водоносного горизонта фиксируется на абсолютных отметках 176-178 м. На территории карьера эти воды перехватываются горизонтальным трубчатым дренажом, проложенным вдоль постоянных бортов на первой берме (отм. 160-170 м). Горизонтальный дренаж не всюду исправлен, что вызывает увлажнение откосов бортов и приводит к образованиям оплывин и промоин.

В работе действуют 10 сквозных фильтров со средним дебитом 1,5 м³/час и 64 восстающие скважины со средним дебитом 6 м³/час. Все воды, собираемые дренажными устройствами, по водосбросным скважинам перепускаются в систему подземного дренажа, а оттуда по водоотливным стволам выдаются на поверхность.

2.4.2 Сарбайское месторождение

Месторождение находится в Костанайской области в 10 км от города Рудный. В настоящий момент Сарбайский карьер отработан в проектных границах по всему периметру. Разработку карьера ведет АО «ССГПО».

Размеры карьера поверху: длина (с юга на север) – 3300 м, ширина (с востока на запад) – 2400 м. Глубина карьера достигла 560 м, отметка нижнего горизонта – 360 м (рисунок 2.12).

Сарбайская свита (C1V2 sr) имеет мощность более 500 метров. На поверхность палеозойского фундамента породы свиты не выходят, они вскрыты глубокими буровыми скважинами в северной половине месторождения на глубине 800 метров. Свита сложена андезитовыми порфиритами, вулканомиктовыми гравелитами и песчаниками, среди которых установлен маркирующий горизонт крупно-вкрапленных

порфиритов и их туфов. Среди гравелитов и песчаников залегают наиболее глубокие тела магнетитовых руд.



Рисунок 2.12 – Состояние горных работ на карьере «Сарбай»

Для Сарбайского карьера наиболее характерными типами пород и руд были определены известняки, туфы, туффиты, метасоматиты, порфириты и собственно железная руда.

Метаморфические и скарновые образования представлены различного рода роговиками, скарнами пироксенового, гранатового и смешанного состава, эпидот-антинолитовыми и хлоритизированными породами, а также магнетитовыми и сульфидными рудами. Эти образования приурочены к контакту интрузий диорит-порфиритов с породами вулканогенно-осадочной толщи.

Главной особенностью месторождения, как и всего Главного железорудного пояса, является его двухярусное строение. Палеозойские (главным образом, каменноугольные) отложения образуют складчатый фундамент, а перекрывающие их с резким угловым несогласием горизонтально залегающие рыхлые мезозойско-кайнозойские отложения - платформенный чехол мощностью 150 – 230 м.

Месторождение образовано тремя рудными залежами: Западной, Восточной и Юго-Восточной. Залежи образованы первичными и окисленными рудами. Первичные руды слагают практически все запасы месторождения. Окисленные руды имеют подчиненное значение и значительная часть их уже выработана. По содержанию серы первичные

руды делятся на магнетитовые (серы < 10%) и сульфидные (серы > 10%). Все сульфидные руды отнесены к забалансовым запасам.

Восточное рудное тело представляет собой пластообразную залежь с меридиональным простиранием и падениями на севере 55 градусов, в центральной части 50 градусов, в южной 45 градусов к западу. Слагают его пироксеновые, пироксен-гранатовые и рудные скарны, как правило, отчетливо слоистые.

Юго-восточное рудное тело представляет собой смещенную по широтному сдвигу к востоку часть восточной залежи с падениями 45 градусов к западу. По строению и мощности оно сходно с восточным рудным телом, однако южнее профиля XXIII, мощность его резко падает, и у профиля XXX оно выклинивается. Оруденение здесь прослежено скважинами до глубины 800 метров.

Западное рудное тело представляет собой такую же пластообразную залежь с меридиональным простиранием и падением: в северной части 65 градусов, в центральной части 55 градусов, в южной 45 градусов к западу.

Слагают его эпидот-актинолитовые породы и рудные скарны, мощность колеблется от 10 до 185 м на севере и юге руды прослежены до глубины 530 м, в центральной части до 1100 метров.

Общими чертами всех трех залежей являются: пластообразная форма, залегание, согласное с вмещающими породами, западное падение, наличие зональности, проявляющейся в убывании интенсивности оруденения от всячего бока к лежащему.

Складчатая структура осложнена значительным количеством разрывных нарушений, среди которых наиболее крупными являются Северное, Центральное и Южное. Кроме названных наиболее крупных разрывных нарушений на месторождении имеется большое количество более мелких разрывов, нередко смещающих рудные тела. Все нарушения сопровождаются зонами дробления.

Гидрогеологические условия месторождения сложные. На месторождении выделены следующие водоносные горизонты и комплексы:

- водоносный горизонт четвертичных и неогеновых отложений;
- водоносный горизонт олигоценых отложений;
- водоносный горизонт мел-палеогеновых отложений;
- палеозойский водоносный комплекс.

Вода выходит на поверхность в виде источников с дебитом около 0,5-1,0 л/сек. на контакте песков олигоцена с глинами элювия чеганской свиты.

2.4.3 Качарское месторождение

Месторождение магнетитовых руд находится на территории Костанайской области Республики Казахстан в 45 км к северу от г. Рудный и в 55 км к северо-западу от г. Костанай.

Месторождение разрабатывается с 1985 года открытым способом. Добываемая в карьере железная руда в настоящее время направляется на рудоподготовительную фабрику комбината. Ведет разработку АО «ССГПО».

В геологическом строении месторождения принимают участие два комплекса пород: палеозойский, в состав которого входят рудные залежи и комплекс горизонтально залегающих мезокайнозойских отложений, которые покрывают руды и породы палеозойского комплекса. Данные комплексы представлены известняками, конгломератами, песчаниками, алевролитами, аргиллитами, порфиритами, альбитофирами, туфами, туфобрекчиями, изверженными породами, кварцевыми порфирами, глинами, песками, песчаниками и опоками.



Рисунок 2.13 – Состояние горных работ на карьере Качарский

На месторождении выделяются три обособленных участка: Северный, Южный (детально разведаны) и Северо-Восточный (предварительно разведан), соответствующие максимумам площадного развития магнетитового оруденения.

Среди руд выделяются основные типы: сплошные магнетитовые и вкрапленные пироксен - скаполит - магнетитовые руды с различным содержанием железа. Содержание серы и фосфора незначительное, при процессах обогащения минералы серы и фосфора уходят в хвосты.

Запасы, подлежащие отработке, складываются из различных типов руд: преимущественно из некомплексных и частично из богатых руд.

Геологическое строение рудных тел месторождения следующее: в верхней части магнетитовых руд залегают локальные участки окисленных (мартит-содержащих) руд мощностью 10-25 м, запасы которых составляют менее 1 процента от суммарных запасов месторождения.

Залегание рудных тел с вмещающими вулканогенно-осадочными породами согласное. Скарново-рудная зона участков имеет сложное многоэтажное строение и состоит из пластообразных и линзообразных рудных тел. Рудные тела часто залегают друг на друге без перерыва, границы в таких случаях проводились условно, исходя из вещественного и химического состава, промышленных сортов и природных типов руд. Встречается перемежаемость рудных тел и межрудных разделяющих пачек, а также расщепление рудных тел по падению и простиранию. Породы имеют синклинальное и антиклинальное залегание. На месторождении выделяются три антиклинальные и одна синклинальная складки. Породы в различной степени трещиноваты. На месторождении выявлено 18 разрывных нарушений. Нарушения осложнены оперяющей трещиноватостью.

В гидрогеологическом отношении месторождение относится к категории сложных и имеет пять водоносных горизонтов, из которых все, кроме "верховодки", имели напорный характер. Все горизонты в карьере практически осушены, приток воды в карьер незначительный, до 45-60 м³/час и происходит из первого и четвертого горизонтов в виде остаточной воды после осушения.

2.4.4 Куржункульское месторождение

Месторождение расположено в Тарановском районе Костанайской области Республики Казахстан, в 80 км к юго-западу от Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината (г. Рудный). С 1983 года оно разрабатывается открытым способом, площадь его составляет 1,8 км² (рисунок 2.14).

В строении месторождения участвуют андезитовые порфириды, их туфы с прослоями известняков, алевролитов, относимые к Сарбайской свите, экструзивно-покровные образования – кварцевые, дацитовые порфиры, дацитовые порфириды, прединтрузивные субвулканические образования, представленные диоритовыми порфиритами,

кварцсодержащими и кварцевыми диоритовыми порфиритами, диоритами. Жильные породы представлены дорудными «песчаниковидными» диоритовыми порфиритами, гранит-порфирами, послерудными диабазовыми порфиритами, долеритами и спессартитами. Все породы, за исключением послерудных, подвергаются метасоматическим и гидротермальным изменениям, магнетитовому и сульфидному оруденению.



Рисунок 2.14 – Состояние горных работ на карьере «Куржункульский»

Особенностью геологического строения месторождения является размещение магнетитового оруденения внутри субвулканического массива диоритовых порфиров.

В рудном поле месторождения выделяются девять достаточно обособленных и разделенных безрудными участками рудных зон, в вертикальном разрезе которых по интенсивности оруденения и приуроченности к горизонтам известняков, выделены четыре рудных этажа.

На месторождении выделено шесть дорудных подновленных нарушений северо-западного простирания. Преобладают взбросы с вертикальной амплитудой перемещения 15-20 м. Субвулканический массив диоритовых порфиров имеет субпластовую форму и наклоны на северо-запад под углом 15-25°. Мощность массива достигает 300-400 м, рудных тел от 5,0 до 100,0 м и более.

Месторождение рассматривается как сложнопостроенный штокверк, состоящий из множества полого и крутопадающих рудных тел, подчи-

няющихся как элементам стратификации, унаследованным от вмещающей толщи, так и структурному контролю, обусловленному внедрением секущих тел порфиритов и образованию дорудных зон дробления. Размеры рудных тел, входящих в штокверк, колеблются в больших пределах и часто меньше разведочной сети (50x50 и 50x100 м), поэтому часть из них при разведке была пропущена, а форма выявленных рудных тел установлена весьма условно. В результате доразведки подтверждено, что месторождение представляет собой сложнопостроенный штокверк, форма рудных тел установлена весьма схематично.

Куржункульское месторождение в гидрогеологическом и инженерно-геологическом отношении не сложно. На месторождении выделено два водоносных горизонта: среднеолигоценовый и палеозойский. Среднеолигоценовый горизонт распространен на юго-востоке, юге и юго-западе карьера и представлен рыхлыми породами. Палеозойский водоносный горизонт представлен скальными породами.

Незначительные водопритоки в горные выработки позволяют под защитой обычных средств за счет внутрикарьерного водоотлива обеспечить безопасные условия промышленной отработки месторождения. Максимальные притоки подземных вод не превышают 100 м³/час. При этом основная доля водопритока формируется из палеозойского водоносного комплекса. Водовмещающими породами являются андезитовые и кварцевые порфириты, их туфы, известняки и, представляющие рудную толщу, мартиты, магнетиты и их скарны. Водообильность пород зависит от степени их трещиноватости, которая с глубиной уменьшается.

2.5 Марганцевые месторождения

Атасуйский район изобилует железомарганцевыми месторождениями крупных размеров – Ушкатын – III, меньших размеров: Жомарт, Восточный Камыс, Тур, Богач и др.

2.5.1 Месторождение Ушкатын – III

Месторождение расположено в Жана-Аркинском районе Карагандинской области (п. Жайрем) и относится к Атасуйскому рудному району. Открытые горные работы на месторождении ведутся с 1982 года. Разработку сейчас ведет АО «Жайремский ГОК» (рисунок 2.15).

Границы месторождения определены контурами двух пересекающихся брахисинклинальных рудоконтролирующих складок (Восточной и Перстневской).

Месторождение представлено свинцово-баритовым (восточный) и железо-марганцевым (западный) участками, расположенными в 250-300 м друг от друга. Площадь месторождения составляет 1,8 км².

Мощности коры выветривания колеблются от 8,0 до 219,4 м (скв. 4024), составляя в среднем 30-50м. Нижняя граница коры выветривания сложно изрезана.



Рисунок 2.15 – Состояние горных работ на карьере «Ушкатын–III»

Рыхлые отложения месторождения (четвертичные золотые пески, неогеновые и палеогеновые глины, кора выветривания) характеризуются крайней неоднородностью физических и прочностных свойств, слабой устойчивостью, обводненностью, склонностью к набуханию глинистых разностей, плавучестью обводненных участков. Коэффициент крепости рыхлых отложений по шкале М.М. Протодяконова изменяется от 0,9-1,0 (золотые пески) до 2-4 (неогеновые глины, кора выветривания).

Скальные породы месторождения характеризуются однородным составом, прочностные свойства изменяются в незначительных пределах и относятся к породам средней крепости и прочности. Коэффициент крепости этих пород составляет 4-16. На месторождении магматические породы распространены ограниченно и представлены диабазовыми порфиридами и трахириолитовыми порфирами. Первые образуют в западном крыле два согласных пластовидных тела.

Гидрогеологические условия месторождения определяются с одной стороны расположением его в зоне с засушливым климатом с бедными поверхностными и подземными водами, с другой – сложным геологическим строением. Рудовмещающие карбонатные породы

подвержены тектоническим воздействиям – трещиноватости, а с поверхности гипергенными процессами с образованием мощной коры выветривания.

Обводненность кремнисто-карбонатных пород весьма изменчива как в плане, так и в разрезе. Водопритоки одиночных скважин варьируют в широких пределах от сотых долей до 9-11 л/сек при понижении уровня воды в них до 49 м. Емкостные свойства их намного ниже, чем в коре выветривания (пористость до 2%), но водоотдача в тектонических зонах очень высокая. Глубина распространения обводненных зон весьма значительна - до 640 м. Суммарный водоотлив из разведочной шахты и дренажных скважин составил 62 м³/час. При вскрытии тектонических нарушений горизонтальными выработками на глубине 120 метров отмечались водопритоки, достигающие 80 м³/час. Максимальная величина суммарного водоотлива при катастрофических прорывах воды в шахту не превышала 330 м³/час.

2.5.2 Месторождение Камыс

Месторождение является типичным представителем месторождений Атасуйского типа и расположено в районе станции Аксу Карагандинской области. Разрабатывается карьером АО РУ «Казмарганец» (рисунок 2.16).



Рисунок 2.16 – Состояние горных работ на карьере Восточный Камыс

Участок Восточный Камыс представляет собой сложно построенную брахисинклинальную складку северо-западного простирания. Центральная часть складки сложена породами рудовмещающей красноцветной пачки, крылья – различными горизонтами серо-цветной пачки верхнего фамена и верхними горизонтами нижнефаменского яруса. Длина складки по подошве красноцветной пачки составляет 1000 м при максимальной ширине 350 м и глубине 370 м. Юго-западное крыло складки крутопадающее от вертикального до опрокинутого на северо-восток под углами 60-70°. Северо-восточное крыло осложнено антиклинальным воздыманием и углы падения его изменяются от 60° до 20-30°.

На месторождении установлено 7 рудных тел (РТ-0, РТ- 1, РТ-2, РТ-3, РТ-4, РТ-5, РТ-6). Рудные тела РТ-4, РТ-5, РТ-6 на Восточном Камысе, приуроченные к красноцветной пачке, участвуют в строении Восточно-Камысской синклинали — структуры 4 порядка. Рудные тела залегают согласно с вмещающими известняками, совместно с ними участвуют в складчатости, по своему внутреннему строению рудные тела - это пакеты слоистого, линзовидного строения.

Участки Северо-западный Камыс и Центральный Камыс являются флангами месторождения Восточный Камыс, образуя единую синклинальную структуру и имея в своем строении однотипный литологический разрез. На месторождении Восточный Камыс выявлена серия сбросо-надвиговых разломов.

Горнотехнические условия разработки месторождения Восточный Камыс являются сложными в связи с наличием неустойчивых рыхлых пород коры выветривания и множества тектонических нарушений. Залегание рудной пачки крутое 60-90°, осложнено складчатостью, не выдержано по мощности, с неравномерным распределением марганца и незакономерной сменой различных типов руд. Более 80 % горной массы разрабатывается с помощью БВР. Гидрогеологические условия месторождения сложные, в связи с наличием гидравлически связанных водоносных горизонтов коры выветривания и зоны закарстованных и трещиноватых карбонатных пород.

2.5.3 Месторождение Тур

Месторождение приурочено к пологому керейскому антиклинальному воздыманию, сложенному карбонатными отложениями фаменского яруса и имеющему северо-западное простирание и расположено в 50 км южнее месторождения Шубарколь. Разрабатывается карьером АО РУ «Казмарганец» (рисунок 2.17).

Указанная брахиантиклиналь ограничена на северо-востоке и юго-западе крупными продольными (северо-западного простирания)

разломами (Продольным северо-восточным и Продольным юго-западным) и является в целом горстовой структурой.

К более молодым разломам в пределах месторождения относится Поперечный, имеющий северо-восточное простирание и являющийся левосторонним сбросо-сдвигом. Амплитуда горизонтального смещения составляет 45-50 м, а сброса (северо-западной части структуры) – до 40 м.



Рисунок 2.17 – Месторождение Тур

Рудные тела на месторождении имеют хорошо выраженную пластовую и, в меньшей мере, линзовидную форму при пологоволнистом и более крутом залегании как вкрест простиранию, так и по простиранию. Выделяются наиболее крупные по размерам три марганцеворудных тела и одно железорудное. Кроме того, в рудоносной толще имеется еще два небольших тела марганцевых руд и четыре тела железных руд.

Промышленные запасы марганцевых руд сосредоточены в двух рудных телах, а железных в одном рудном теле. Остальные рудные тела из-за малых размеров и низких содержаний полезных компонентов не имеют практического значения в балансе запасов месторождения. Залегание рудных тел на месторождении меняется от участка к участку. В Северо-Восточном руднотектоническом блоке отмечается пологоволнистое моноклиналиное падение руд к северо-востоку. Наиболее сложным строением рудные тела отличаются в Юго-Западном блоке, где они в плоскостях разведочных линий вместе с вмещающими

породами образуют серию чередующихся антиклинальных и синклиналильных складок с углами падения пород в крыльях от 10-30° до 50-70°. Как правило, эти складки осложнены дополнительными изгибами более мелких порядков. Последнее особенно отчетливо наблюдается в карьере, юго-западной частью которого отработана рудная залежь в сводовой части коробчатой антиклинальной складки. Ширина замковой части этой складки достигает 180 м. В ее пределах в уступах карьера обнаружилась частая дополнительная складчатость более мелких порядков, осложняющая основное залегание рудного тела.

Наряду с осложнением пликвативных рудных структур вкрест генеральному (северо-западному) их простираению, в этой части месторождения отмечается и существенная ундуляция шарниров складок, также приводящая к различной глубине залегания руд.

Горнотехнические условия отработки месторождения Тур благоприятные. Отработка горной массы осуществляется без буровзрывных работ, прямой экскавацией с применением экскаваторов и погрузкой в автосамосвалы. Несмотря на однотипность физико-механических свойств вскрываемых глинистых пород, вертикальный разрез месторождения по условиям разработки четко разделяется на два уровня (этажа). До глубины 33 м вертикальный разрез не обводнен и, несмотря на разновидности вскрываемых глинистых пород, имеет простые горнотехнические условия разработки. Ниже глубины 33 м вертикальный разрез однороден, а глинистые породы подвержены размоканию, разработка их возможна только при предварительном осушении. Учитывая субгоризонтальное залегание слоев на месторождении, рекомендуемые углы откосов бортов карьера составляют 26-30°. По мере образования выработанного пространства карьера примерно на треть, предусматривается внутреннее отвалообразование пород вскрыши, которое обеспечит пригрузку нерабочих бортов карьера.

2.5.4 Железомарганцевое месторождение Богач

Месторождение Богач находится в Нурынском районе Карагандинской области Республики Казахстан, в 45 км к северо-западу от углеразреза Шубарколь. Отрабатывается открытым способом (рисунок 2.18).

В геологическом плане месторождение приурочено к южному крылу Айдагарлинской грабен-синклинали Сарысу-Тенизского поднятия. В геологическом строении ее принимают участие терригенные, вулканогенно-терригенные, карбонатные и терригенно-карбонатные

отложения среднего-верхнего девона, нижнего карбона, а также кайнозойские отложения.

Рудное поле месторождения сложено терригенно-карбонатными, карбонатными и кремнисто-карбонатными отложениями верхнего девона (сульциферовый горизонт), нижнего карбона (симоринский и кассинский горизонты), перекрытых чехлом рыхлых кайнозойских образований.



Рисунок 2.18 – Западный борт карьера «Богач»

Лежащий борт карьера сформирован красноцветными кремнистыми известняками узловатослоистой, брекчиевиднослоистой текстуры с прослоями серых однородных детритовых известняков, вишневых и зеленых алевролитов и песчаников, реже прослоев седиментационных брекчий. В пределах месторождения и его участков (Западный, Северо-Западный и Дальнезападный Богач) в них локализуются пласты марганцевых, железомарганцевых и железных руд. Отложения нижнего карбона, отнесенные к симоринскому и кассинскому горизонтам согласно залегают на терригенно-карбонатных и карбонатных отложениях сульфидерового горизонта. Представлены они темно-серыми и серыми микрозернистыми известняками со стяжениями кремней. В юго-восточной части рудного поля они сложены светло-серыми, почти белыми микро-, мелкозернистыми органогенно-детритовыми известняками с редкими

инкрустациями, выполненными кальцитом. Повсеместно в известняках отмечаются обломки крупного органогенного детрита, величиной от 1-3 до 10 мм. Мощность отложений нижнего карбона 400-410 м.

Породы верхнего девона и нижнего карбона перекрываются рыхлыми кайнозойскими отложениями: чаграйской свиты палеогена и аральской свиты неогена. Чаграйская свита ($P_3 \check{s}gr$) сложена пестроокрашенными (белыми, желтыми, красными) озерно-аллювиальными отложениями, представленными глинами с примесью песка и гравия, кварцевыми песками и песчаниками, кварцево-железисто-кремнистыми конгломератами, железисто-кремнистыми бобовинами. Мощность свиты колеблется от 3-5 до 85 м. Аральская свита ($N_1 ar$) представлена озерными гипсоносными глинами зеленовато-серого, зеленого цвета. Мощность свиты от 1 до 15 м.

Породы верхнедевонского и нижнекаменноугольного возраста вблизи «дневной» поверхности подвергнуты гипергенным преобразованиям и по существу представлены продуктами коры выветривания мезозойской и кайнозойской эпох платформенного развития территории. Наиболее интенсивно гипергенные преобразования развиты на собственно месторождении Богач, где мощность коры выветривания достигает 120-165 м.

Источником рудного вещества, вероятно, является глубинный магматический очаг девонского вулканизма, из которого по разломам в верхнедевонское время поступали гидротермы богатые подвижными соединениями марганца, железа, кремнезема. О существовании магматического очага в районе месторождения указывает наличие многочисленных прослоев пепловых туфов, серицитолитов среди марганцевых и железных руд продуктивного горизонта.

2.6 Угольные месторождения

Общие геологические запасы и прогнозные ресурсы углей Республики Казахстан оцениваются в 150 млрд т.

Разведанные запасы углей категорий А+В+С1+С2, по состоянию на 01.01.2010 г., составляют 33,6 млрд т, забалансовые – 28,6 млрд т, в том числе каменных углей – 21,3 млрд т, бурых углей – 12,3 млрд т.

Большая часть подсчитанных запасов (63%) представлена каменными углями Карагандинского, Экибастузского, Тениз-Коржанкольского бассейнов, Куучекинского, Борлинского, Шубаркольского, Каражыринского и ряда других месторождений.

Остальная часть (37%) представлена бурыми углями, сосредоточенными, в основном, в Тургайском, Нижне-Илийском, Майкубенском бассейнах и других месторождениях.

Казахстанские угли характеризуются широким диапазоном стадий метаморфизма – от газовых жирных (ГЖ) до отощенно-спекающихся (ОС).

В настоящее время освоены и эксплуатируются Карагандинский, Экибастузский и Майкубенский бассейны, Куучекинское, Борлинское, Шубаркольское, Каражыринское месторождения, а также несколько мелких месторождений в различных областях Республики Казахстан, на которых, в незначительных объемах, ведется добыча угля для местных нужд.

Забалансовые запасы угля по бассейнам и месторождениям Республики Казахстан, по состоянию на 01.01.2010 г. составляют 28,6 млрд. т, в том числе каменных углей – 3,2 млрд т, бурых углей – 25,4 млрд т, а прогнозные ресурсы углей – 92,8 млрд т.

Разработкой этих месторождений занимаются ТОО «Экибастуз комир», АО «Митгал Стил Темиртау», АО «Шубарколь комир», ТОО «Каражыра» и ТОО «Корпорация Казахмыс».

2.6.1 Карагандинское месторождение

Краткая геологическая характеристика. Карагандинский бассейн имеет площадь около 3600 км² (120x302 км из них угленосной площади - 2000 км²) – рисунок 2.19, сложен породами верхнедевонского и карбонового возрастов, мезозойскими и кайнозойскими отложениями. Верхнедевонские и карбоновые отложения имеют мощность 4500 м, в т.ч. около 4000 м приходится на долю угленосных отложений.



Рисунок 2.19 – Схема Карагандинского угольного бассейна

В четырех свитах до 65 рабочих пластов угля суммарной мощностью 80-100 м.

Геолого-промышленные районы и участки. Районы: Верхнесокурский, Карагандинский, Шерубай-Нурунский, Тентекский.

Участки по районам:

Карагандинский район: участки - 6: Промышленный, Саранский, Майкудукский, Алабасский, Талдыкудукский, Дубовский. Балансовые запасы Карагандинского района А+В+С₁ – 4,2 млрд т, из них кокс – 2,1 млрд т. Бурые угли – более 700 млн т.

Шерубай-Нурунский район: участки: Караджаро-Шаханский, Долинский, Колпакский (Долинские пласты) – 3 участка: Северный, Центральный, Южный, Кичкинкульский – 4 участка (Карагандинская свита). Балансовые запасы района: А+В+С₁ – 2,2 млрд т, из них кокс – 1,4 млрд т.

Тентекский район: участки: Тентекский (Долинская и Тентекская свиты), Карагогский, Манжинский, Таезаимский, Сасынкульский. Балансовые запасы района: А+В+С₁ – 1,5 млрд т из них кокс – 1,2 млрд т.

Условия залегания угольных пластов. Наиболее простым тектоническим строением обладает Промышленный участок и северная часть Тентекского района – имеющие пологие падения и небольшие нарушения.

Сложное строение имеют саранский, долинский и восточная часть тентекского района, имеющие крупные и мелкие взбросы и сбросы и переменные углы падения.

Наиболее сложное строение имеют Талдыкудукский, Тосзаимский и Кичкинекольский участки, расположенные на южных крыльях Шерубай-Нуринской, Карагандинской синклиналей.

Наиболее устойчивые породы имеют промышленный участок и ухудшаются к Тентекскому району. На Саранском участке устойчивость пород ниже, чем на Промучастке, но лучше чем в Шерубай-Нурином районе.

Плотность углей – 1,27-1,6 т/м³. Наибольшую имеют угли ашлярикской свиты, наименьшую – долиньские пласты (1,27-1,5 т/м³), тентекская свита – 1,4-1,45 т/м³.

Крепость углей – коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова – 0,47-2,0.

Сопротивляемость углей резанию – 800-2250 Н/см, причем более высокие показатели характерны для пластов Промышленного и Саранского участков.

Углы падения пластов – пологие (до 90 %), наклонные, крутые.

Гидрогеологические условия. Обводненность пород – слабая. На шахтах Промышленного, Саранского участков – 30-50 м³/ч, на Шерубай-Нурином и Тентекском районе – 70-200 м³/ч. Значительный приток воды наблюдается в породах мезозойских отложений.

Газоносность угольных пластов и газоносность горных выработок. Глубина зоны газового выветривания колеблется от 40 до 300 м. Минимальная глубина характерна для пластов ашлярикской свиты максимальная – для Тентекского района.

Природная газоносность ниже глубины 200 м высока и в настоящее время достигает до 15-20 м³/т. Газообильность пластов и горных выработок, определенная газоносность пласта, технологией разработки и сетью горных выработок, составляет на всех шахтах бассейна сверхкатегорную величину – более 15 м³/т, а на многих шахтах – до 50-80 м³/т.

Формы газовыделения: обыкновенное и внезапное с выбросом большого количества угля и газа – внезапный выброс.

Для борьбы с газом метаном существуют различные способы: дегазация, вентиляция и др.

Пожароопасность угольных пластов. Склонность к самовозгоранию углей Карагандинского бассейна подвержены, в основном все мощные пласты и средней мощности – К₁₂, К₁₀, Д₆, Т₃, К₁₃, К₁₈.

Склонность к самовозгоранию определяется скоростью сорбции кислорода и ее температурным коэффициентом и зависит главным образом содержанием в угле фюзинита и пирита.

Геотермические условия разработки угольных пластов на глубоких горизонтах. Средний геотермический градиент для Карагандинского бассейна равен $1,8^{\circ}\text{C}$, на 100 м, а температура на глубине 1000 м, равна 25° . Максимальное значение имеет центральный участок Шерубай-Нурина района – 32°C , минимальное – Дубовский участок – 20°C .

Физико-механические и реологические свойства горных пород. Физико-механические свойства осадочных горных пород формируются в зависимости от их минерального состава, строения, глубины залегания, влажности и других факторов.

Механическая прочность горных пород определяется прочностью на одноосное сжатие – 5 кг/см^2 , модуль упругости – $10\text{-}5 \text{ кг/см}^2$.

На устойчивость горных выработок, кроме механической прочности, существенное значение имеют реологические свойства горных пород – параметры ползучести.

Технологические свойства и качество углей. Карагандинские угли относятся к каменным гумусовым углям.

В пластах ашлярикской, тентекской свит преобладают угли полуматовые и матовые, в пластах долинской свиты – блестящие и полублестящие угли пластов карагандинской свиты отличаются значительной качественной пестротой. Так, пласты k_1 - k_3 близки по качеству пластам ашлярикской свиты, а пласты верхней и средней группы – ближе к долинским пластам.

Зольность углей. Пласты ашлярикской свиты 30-45 %, карагандинской – 12-40 %, долинской – 15-30%, тентекской – 32-35 %.

Теплота сгорания углей - 8300-8000 ккал/кг, рабочая теплота сгорания в среднем 5320 ккал/кг.

Содержание серы в углях ашлярикской и карагандинской свит до 1,0% (пласт k_4 – 1,5-2,0 %), в углях долинской и тентекской свит – 0,8-1,6% (пласты d_2 - d_3 – до 2,4-3,2%).

Содержание фосфора в пластах ашлярикской и карагандинской свит до 0,012-0,02 %, долинской и тентекской – до 0,045-0,6 %.

Обогащаемость углей. Пласты ашлярикской и нижние пласты карагандинской, тентекской свит (кроме пластов t_1 , t_3) труднообогащаемые, используются как энергетическое топливо, остальные пласты используются для коксования.

2.6.2 Шубаркольское месторождение

Шубаркольское угольное месторождение в территориальном отношении расположено в Карагандинской области Республики Казахстан. Месторождение имеет значительные запасы высококачественного низкозольного энергетического угля. Разработку ведет АО «Шубарколь

Комир», угольными разрезами «Центральный» и «Западный» (рисунки 2.20 и 2.21).



Рисунок 2.20 – Состояние горных работ на разрезе «Центральный»



Рисунок 2.21 – Состояние горных работ на разрезе «Западный»

Отложения представлены мелко- и грубозернистыми песчаниками, алевролитами, аргиллитами, суглинистыми породами и углями. Из всех пород преобладают аргиллиты, алевролиты и угли. Мощность отложений 250-280 м. Слоистость пород горизонтальная.

Шубаркольское месторождение имеет форму вытянутой чаши – мульды – длиной до 13 км и шириной до 5,5 км. Угленосность представлена тремя угольными горизонтами (Верхний, Средний и Нижний), приуроченными к юрским отложениям, из которых Верхний горизонт принят для открытой разработки. Его общая мощность составляет 25-30 м. Глубина залегания от 10-30 до 150 м (центре мульды).

Угольный горизонт включает в себя породные прослои мощностью от 5-10 см до нескольких метров.

Над Верхним угольным горизонтом расположены в основном аргиллиты, Средний и Нижний угольные горизонты залегают в алевролитах; слои песчаников встречаются чаще в нижней части разреза. Наибольшие углы падения угленосной толщи на выходах угольных горизонтов составляют от 10-25° до 35-50°, возрастая от Верхнего горизонта к Нижнему. Наиболее крутыми являются северо-западная и юго-восточная части мульды. Западное и восточное крылья залегают более полого (10-20°). Внутренняя часть мульды характеризуется простым строением и пологими углами падения до 3-5°. По данным разведочного бурения, среднее процентное содержание различных литологических разностей в толще вскрышных пород следующее: аргиллиты – 42,5%, алевролиты – 27,6%, песчаники – 16,2%, глинистые породы – 2,7%, глины – 2,6%, переслаивания аргиллит-алевролит – 3,5%, песчаник-алевролит – 4,3%, песчаник-аргиллит – 0,6%. В связи с тем, что угли и вмещающие породы на месторождении деметанизированы, они являются неопасными по выбросам.

Мульдообразное залегание, равнинная местность с небольшими разностями отметок, отсутствие глубоко врезаемых долин и наличие подстилающих слабо обводненных пород, представленных отложениями жезказганской свиты, обуславливают застойный характер подземных вод на территории месторождения. Глубина залегания подземных вод в зависимости от гипсометрического положения комплекса, а также места вскрытия его скважинами колеблется от 13,3 и до 26,05 м. Пологое мульдообразное залегание и чередование слоев обводненных и слабопроницаемых пород способствует созданию слабых (10-30 м) напоров подземных вод.

По характеру циркуляции и условиям залегания воды нижнеюрских образований относятся к трещиновато-пластовым. Трещиноватость пород прослеживается до глубины 140 м от поверхности. По данным

расходомерии Верхний угольный горизонт более обводнен, чем Средний и Нижний горизонты. Дебиты скважин колеблются от 0,05 до 2,0 л/с при понижении уровня на 22-20 м. Коэффициенты фильтрации обводненных зон изменяются в пределах 0,096-0,11 м/сут. Глубина максимально обводненной зоны не превышает 130 м; ниже по мере затухания трещиноватости, снижается и обводненность пород.

2.6.3 Каражыринское месторождение

Месторождение угля Каражыра расположено в 130 км к юго-западу от г. Семипалатинска в Жана-Семейском районе Восточно-Казахстанской области на землях бывшего испытательного ядерного полигона. Площадь месторождения составляет 21,4 км (рисунок 2.22).

С г. Семипалатинском месторождение связано шоссейной дорогой: 96 км с твердым покрытием и 34 км – с гравийным. С Г. Курчатовым – автодорогой протяженностью 90 км с асфальтовым покрытием. В 40 км к западу от месторождения проходит железная дорога ст. Конечная – площадка № 10, от которой проложена железнодорожная ветка к разрезу. В 70 км к северу проходит железная дорога Семипалатинск – ст. Конечная.



Рисунок 2.22 – Каражыринское месторождение

В геоморфологическом плане поверхность месторождения представляет собой плоскую с небольшим понижением до 2-3 м в центре аккумулятивную равнину с абсолютными отметками 310-344 м.

Гидрографическая сеть развита очень слабо. В районе месторождения имеются мелкие соленые озера, часто почти полностью исчезающие в летнее время, а также пересыхающие притоки р. Иртыш – Шаган и Ащису.

Горные работы на месторождении ведутся с августа 1991 г. Вахтовый поселок разреза «Каражыра» – Балапан расположен в 12 км от месторождения.

В структурном отношении месторождение Каражыра представляет собой юрский грабен, вытянутый в северо-западном направлении на 11,5 км при ширине 3,5-5,0 км. С северо-востока и юго-запада грабен ограничен взбросами. Залегание угленосной толщи пологое под углами 3-10°, увеличивающееся к бортам структуры. Причем, северо-западный борт пологий, углы залегания пород не более 15°; юго-восточный борт крутой - 45-80°. В связи с пологим залеганием угленосной толщи, выходы угольных пластов под наносы в северо-западной части месторождения тянутся почти на 4 км. Складчатость развита слабо. Разрывов, осложняющих угленосную толщу в ее центральной части, нет. Угленосные отложения перекрыты неогеновыми глинами мощностью 1-10 м и четвертичными отложениями.

Четвертичные отложения развиты почти повсеместно и представлены суглинками, супесями бурого цвета, с включениями галек эффузивных кремнистых пород и кварца, песками. Пески серого буровато-серого цвета, разнозернистые, развиты, в основном, в восточной и юго-восточной частях месторождения. Мощность песков от 1,0 до 18,0 м.

Надугольная толща сложена серыми и темно-серыми песчаниками, конгломератами, гравелитами, алевролитами с редкими пропластками угля или углистых пород.

Угленосная толща месторождения сложена алевролитами, аргиллитами, песчаниками, мощными пластами углей. Встречаются прослои сидерита и сидеритизированных пород, углефицированных песчаников и алевролитов, конгломератов.

Мощность толщи – 180-300 м. Максимальную мощность (300 м) угольная толща имеет на северо-востоке месторождения, где ее мощность растет с одновременным выклиниванием и замещением угольных пластов грубозернистыми породами. В этой части месторождения резко увеличивается количество гравелитов и конгломератов, и исчезают полностью угольные пласты. Угленосность месторождения Каражыра связана со средней частью нижнеюрских отложений, включающей 7 угольных пластов различной мощности и строения. Условно по степени сближенности друг с другом, пласты объединены в два горизонта: верхний с пластами VII, VI, V и нижний с пластами IV, III, II, I. Самым

угленасыщенным является нижний угольный горизонт, который слагают наиболее мощные пласты II и I с суммарной рабочей мощностью 37,8 м в среднем.

Все угольные пласты месторождения в разной степени подвержены конседиментационным нарушениям: расщеплению, выклиниванию, замещению. Пласты VII, VI, IV имеют относительно простое строение, состоят из одного, реже двух угольных комплексов. Самые мощные пласты V, II, I очень сложного строения; количество угольных комплексов достигает 7, для них характерно расщепление с образованием самостоятельных пластов, которые прослеживаются на всей площади месторождения.

2.6.4 Куучекинское месторождение

Месторождение расположено в Карагандинской области в 55 км к северо-востоку от г. Караганды и входит в состав угольного департамента «Борлы» ТОО «Корпорация Казахмыс».

Месторождение имеет вид небольшой котловины, вытянутой в северо-западном направлении. В геологическом строении месторождения принимают участие терригенно-карбонатные отложения фаменского и турнейского ярусов общей мощностью 180-190 м и угольная толща нижнего карбона мощностью около 1000 м.

Угленосная толща подразделяется (снизу-вверх) на аккудукскую толщу мощностью 200-500 м, ашлярикскую (650 м) и карагандинскую (180 м). Представлена она темно-серыми аргиллитами, алевролитами, песчаниками, пластами каменных углей в верхней части разреза.

Объектами эксплуатации открытым способом являются угольные пласты K_{12} и K_{10} . Породы, вмещающие угольные пласты и составляющие внутреннюю и внешнюю вскрыши, представлены в основном мелкозернистыми слаботрещиноватыми песчаниками (75%), толстослоистыми с более интенсивной трещиноватостью алевролитами (10-16%) и слабыми аргиллитами (4-5%). Отложения карбона на некоторых участках перекрыты неогеновыми глинами третичного возраста мощностью до 20 м. Повсеместно распространены четвертичные отложения, мощность которых достигает 1 м.

В структурном отношении месторождение представляет собой сложную брахисинклиналь, вытянутую в северо-западном направлении. Длинная ось ее в пределах развития угленосной толщи равна 10 км. Наибольшую ширину структура имеет в южной части (4 км), к северу она сокращается до 500 м. Северо-восточное и юго-западное ее крылья крутые, углы падения колеблются соответственно в пределах 40-60° и 70-80°.

местами до опрокинутого залегания. В пределах юго-восточного замка структуры углы падения не превышают 30-40°.

Куучекинская брахисинклиналь характеризуется широким развитием дополнительных складок и представляет собой систему мелких мульд. Углы падения пород на крыльях этих мульд обычно положе (30-40°), чем на крыльях основной синклинали. Наряду с интенсивной складчатостью широко развиты разрывные нарушения меридионального и северо-западного простирания, среди которых выделяются крупноамплитудные сбросы и взбросы, последние преобладают. Амплитуда смещения изменяется от 15 до 360 м. Крутые разломы прослеживаются на 1,5-3,0 км, а самый значительный, разделяющий месторождение на две почти равные части – на 6,5 км. Установлено также большое количество нарушений с амплитудой до 10 м и много мелких смещений (0,1-0,5 м) в самих угольных пластах.

В тектонически нарушенных зонах контакты мелких нарушений и междублоковые трещины нередко выполнены каолиновыми глинами с очень низкими значениями величины сцепления и трещин.

В гидрогеологическом отношении водоносный комплекс трещиновато-карстовых известняков нижнего карбона и верхнего девона, подстилающий и окаймляющий месторождение, гидравлически не связан с ним и никакого влияния на разработку угля не оказывает. Подземные воды безнапорные, не имеют повсеместного распространения и на глубине более 100 м вмещающие породы и угольные пласты практически безводны. Толща пород в пределах призмы возможного обрушения высоких бортов гидростатически не взвешивается. Наиболее обводненным является пласт K_{12} , в кровле которого преобладают алевролиты и аргиллиты. Среднее значение коэффициента фильтрации толщи комплекса в целом в пределах участка 1 составляет 0,2-0,5 м/сут, участка 2 – 0,1-0,3 м/сут, максимальные водопритоки подземных вод в разрез незначительные и составляют на участке 1 – 33 м³/час, участке 2 – 50 м³/час, при глубине разреза 100 м. По мере углубления участков статические запасы подземных вод срываются и притоки уменьшаются.

2.6.5 Месторождение Молодежное

Борлинское угольное месторождение расположено в Молодежном районе Карагандинской области. Основными потребителями углей этого разреза являются тепловые электростанции Казахстана: Жезказганская, Балхашская и Топарская ТЭЦ. Годовая потребность угля предприятий «Корпорации Казахмыс» составляет 5,0 млн т угля из разреза «Молодёжный» (рисунок 2.23).



Рисунок 2.23 – Разрез Молодежный

В геологическом отношении Борлинское каменноугольное месторождение приурочено к восточной части Осинты-Шидертинской синклинали и представляет собой пологую асимметричную мульду, с наибольшими размерами осей 8,0 и 2,5 км и максимальным погружением почвы нижнего угольного рабочего пласта 220 м. Северное крыло залегает под углом 10-25°, южное – более пологое – 5-10°.

Продуктивные отложения месторождения представлены тремя угольными горизонтами: Верхним (пласты В₁, В₂, В₃, В₄, В₅, В₆), средним (С₁, С₂, С₃), Нижним (Н₀, Н₁, Н₂).

Средние мощности горизонтов соответственно составляют 25, 20 и 30 м. Глубина залегания угольных горизонтов: Нижнего – 3-215 м, Среднего – 6-151 м, Верхнего – 11-83 м.

Породы, слагающие угленосные и покровные отложения, представлены в основном песчаниками и алевролитами, а также углями и углистыми образованиями. Содержание отдельных литологических разностей: суглинок, супесь – до 3,0%, глина – до 10%, известняк – 1-2 %, песчаник – 28-40%, алевролиты – 20-25%, аргиллиты – 6-19%, уголь и углистые образования – 17-25%, твердые включения – около 1%.

Вмещающие породы характеризуются средней крепостью по шкале М.М. Протодяконова $f=3\div 7$.

Четвертичные образования представлены суглинками мощностью 0,1-5 м. В разрезе продуктивной толщи наиболее обводнены угольные горизонты – на нижнем угольном горизонте на глубине до 58,2 м дебит скважин 0,02-0,2 л/с, а коэффициент фильтрации 0,06-5,2 м/сут. Средний угольный горизонт обводнён в большей степени.

Разработка Борлинского угольного месторождения начата с 1980 года и до настоящего времени ведется разрезом «Молодёжный». Мощность разреза, на 01.01.1998г., составляет 5,0 млн. т угля в год и определялась в основном потребностью в углях Борлинского месторождения предприятиями «Корпорации Казахмыс».

В 1998 году разрезом «Молодёжный» добыто 4,5 млн т угля и отработано 5,84 млн м³ вскрыши.

На 1999 год программой развития горных работ были запланированы следующие объёмы:

добыча угля – 5,0 млн т;

вскрышные работы – 5,2 млн м³.

Горные работы ведутся на первоочередном Центральном участке поля разреза (по горно-геологическим условиям разработки на месторождении выделены три участка: Западный, Центральный, Восточный). Размеры этого участка (на земной поверхности) в направлении по простиранию пластов составляют 4250 м, вкрест простирания – 1900 м (по неотработанным запасам угля). Максимальная глубина горных работ в настоящее время – 100 м.

На разрезе используются на добычных и вскрышных работах одноковшовые экскаваторы-мехлопаты типа ЭКГ-5А, ЭКГ-4У, ЭКГ-5У, ЭКГ-8У, ЭКГ-8УС, ЭКГ-10 и экскаватор-драглайн ЭШ-20.90. Эскавация горной массы производится с помощью буровзрывных работ. На бурении скважин используются шнековые буровые станки типа СБР-160.

Транспортировка угля на техкомплекс выполняется автосамосвалами БелАЗ грузоподъёмностью 42 т, вскрыша вывозится автосамосвалами БелАЗ грузоподъёмностью 110 т на внешний и внутренний отвалы и тепловозами ТЭМ7 в думпках 2ВС – 105 на внешний отвал. Часть вскрыши между Нижним и Средним угольными горизонтами складировается во внутренний отвал по бестранспортной технологии драглайном ЭШ – 20.90 и экскаваторами ЭКГ – 4у.

До 1998 года фактический угол рабочего борта на разрезе «Молодёжный» составлял 11-12⁰. В настоящее время, в соответствии с техническими решениями проекта «Вскрытие и подготовка горизонта 300 м», выполненного АОТ «Карагандагипрошахт и К» в 1998 году, угол наклона рабочего борта составляет 25⁰. Увеличение угла наклона

рабочего борта произошло в результате внедрения зависимой технологической схемы ведения горных работ, которая заключается в последовательной расстановке экскаваторов сверху вниз по длине фронта рабочего борта. При этом отработка нижележащего уступа производится вслед за вышележащим, и рабочая площадка сохраняется только по длине фронта между смежными забоями, а транспортные площадки с односторонним проездом автотранспорта необходимы по всем горизонтам рабочего борта.

Интенсификация открытых горных работ с уменьшением объемов вскрыши и безопасной отработки месторождений полезных ископаемых приводит к все возрастающей роли строгого решения проблемы обеспечения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров и разрезов. Этому способствуют появление новых способов разработки месторождений полезных ископаемых, например способ Р.Б. Юна, использование современного горно-транспортного оборудования (ТОРО, Катерпиллер, НКР-100, Параматик), применение полиуретановых смол, изготавливаемых фирмой «Carbotech» (Германия) для укрепления прибортовых массивов.

2.7 Анализ горно-геологической изученности месторождений и их классификация согласно инженерно-геологическим комплексам и устойчивости горных пород в бортах карьеров

Исследования устойчивости бортов и уступов на открытых разработках включают: изучение геологического строения и структуры массива горных пород, гидро-геологических и инженерно-геологических условий месторождений.

Приведенный выше анализ геологического строения месторождений полезных ископаемых Казахстана (таблица 2.1), а их более 40 наименований, по их основным показателям: типы слагающих пород, происхождение (генезис), пределы прочности пород, наличие крупных тектонических нарушений, мощность рыхлых отложений, мощность коры выветривания, мощность рудного тела и обводненность. Полученные результаты позволили выполнить классификацию инженерно-геологических комплексов горных пород по условию устойчивости бортов карьеров Казахстана (таблица 2.2).

Сотрудниками ВНИМИ [1] разработана классификация горных пород по их устойчивости в бортах карьеров, основанная на учете прочности пород в образце, характера и степени трещиноватости, выветриваемости (стойкости) и растворяемости, склонности к разуплотнению и набуханию, а также к пластическим деформациям (ползучести). В этой классификации в зависимости от прочностных свойств все горные породы разделены на

пять групп. При этом границей между крепкими и средней крепости породами принято $G_{сж}$ в образце, равное 80 МПа.

Это объясняется тем, что если у пород $G_{сж} > 80$ МПа, то углы наклона бортов при их средней глубине 200-300 м зависят только от залегания элементов поверхностей ослаблений и не зависят от прочности пород в образце. Границы между породами полускальными (средней прочности) и связанными глинистыми (слабыми) приняты $G_{сж} = 8$ МПа из тех соображений, что породы меньшей прочности имеют заметную склонность к набуханию при снижении в них напряжений и наличии подтока воды и подвергаются пластическим деформациям при глубине карьеров более 200 м. На основании наших ранних исследований прочностных свойств горных пород по 24 месторождениям Центрального Казахстана, разрабатываемым или проектируемым для разработки открытым способом, обобщений полученных результатов для целей решения вопросов устойчивости уступов и бортов карьеров все породы по их физико-механическим (в основном прочностным) свойствам целесообразно разделить на три группы: прочные (скальные) при $G_{сж} > 80$ МПа, средней прочности (полускальные) $G_{сж} = 8-80$ МПа слабые (глинистые), $G_{сж} < 80$ МПа (таблица 2.3). Эти группы пород наиболее часто встречаются для данных условий.

Таблица 2.1 – Характеристика основных месторождений полезных ископаемых Казахстана

№	Наименование месторождения карьера	Основные типы пород	Генезис (происхождение мест-я)	Пределы прочности пород по крепости f – по Протодюконову М.М.	Наличие крупных тектонических нарушений, их количество	Мощность рыхлых отложений, м (глины, песка и др.)	Мощность коры выветривания в коренных породах, м	Мощность полезного ископаемого, м	Гидрогеологические условия (обводненность)
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Меднорудные									
1	Жезказганское Акчий-Спасский, Средне-Спасский	1. Песчаники 2. Алевролиты 3. Аргеллиты 4. Глинистые отложения	осадочный	5,0-18,0	имеется 3 крупных систем трещин	5-15	50-60	менее 500	На глубине 300м может составить 980 м ³ /час
2	Саякское Саяк, Тастау	1. Мраморы 2. Гранодиориты 3. Песчаники 4. Туфоаллевролиты 5. Диориты 6. Гранатовые скарны	гидротермальный	18,0-25,6	имеет 3 крупных тектонических нарушений	0-5	10-30	600	Слабая (200 м ³ /час)
3	Коунрадское Коунрадский	1. Гранодиориты 2. Гранодиорит-порфиры 3. Порфириты диабазовые 4. Кварциты вторичные	гидротермальный	5,0-18,0	2 крупных разлома: ЮЗ-СВ и ЮВ-СЗ	5-50	0-100	Менее 500	Слабая коэффициент фильтрации 0,008-0,06 м/сут

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
4	<u>Николаевское</u> Николаевский	1. Алевролиты 2. Липаритовые порфиры 3. Диабазовые порфиры 4. Туфы кислого состава	гидротермальный	7,0-16,0	2-3 крупных тектонических нарушения, имеется 5 основных систем трещин	5-50	0-100	450	Повышенная обводненность нижних горизонтов
5	<u>Космурын</u> Космурын	1. Туфы 2. Метасоматиты 3. Порфириты 4. Кварциты вторичные	гидротермальный	3,0-9,0	имеется 2-3 крупных тектонических трещин	до 50,0	80,0	500	Слабая
6	<u>Акбастау</u> Акбастау	1. Бекчии 2. Метасоматиты 3. Туфы 4. Алевролиты 5. Конгломераты	гидротермальный	3,0-8,0	имеется 2-3 крупных тектонических трещин	до 30,0	80,0	600	Слабая
7	<u>Каратасское</u> Каратас – I, Каратас – II, Каратас - IV	1. Мрамор 2. Кварциты 3. Конгломераты 4. Туфы 5. Песчаники	гидротермальный	4,0-11,0	имеется I и II порядка тектонические трещины	до 50,0	30,0-40,0 (иногда до 100м)	300	Слабая

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
8	Нурказган Центральный	1.Кварцевые диориты 2. Гранодиориты 3.Гранодиорит-порфиры 4. Диавазы 5.Четвертичные отложения гидротермальный	гидротермальный		имеется	до 80,0	50,0-60,0	700	Слабая 150 м ³ /час
Золоторудные									
9	Васильковское Васильковский	1. Глинистые отложения 2. Габбродиориты в коре выветривания 3. Гранодиориты в коре выветривания 4. Габбродиориты 5. Гранодиориты	гидротермальный	7-12	3 крупных тектонических нарушения	до 50,0	80,0	720	Повышенная обводненность бортов
10	Варваринское Центральный	1. Известняки 2. Мраморы 3. Диориты 4. Метасоматиты 5. Базальты	гидротермальный	-	имеются разлом, нарушения и трещиноватость	5,0-25,0	40,0-80,0	300	Повышенная обводненность 400 м ³ /час водоприток

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
11	Абыз Абыз	1. Туфы 2. Песчаники 3. Алевролиты 4. Диабазы 5. Метасомати- ты	гидротер- мальный	3,0-8,0	имеется крупный разлом и яму подглинную мелкие разломы	до 50,0	80,0	300	Невысокая обводнен- ность 7,5 м ³ /сут
12	Пустынное Пустынный Загадка	1. Песчаники 2. Алевролиты 3. Углистые алевролиты 4. Песчаники окварцованные	гидротер- мальный	8,0-13,0	2 крупных разлома СЗ и СВ направлений	до 30,0	80,0	300	Водоприток подземных вод 12,1 м ³ /час атм. осадков 28,6 м ³ /час
Полиметаллические									
13	Акжальское Центральный, Восточный	1. Известняк массивный 2. Кремнисто- глинистые известняки 3. Туфы 4. Алевролиты 5. Песчаник мелкозернис- тый 6. Граниты- диориты	гидротер- мальный	8,0-13, 0	Имеется нарушения и трещиноватость	до 10,0	50,0-60,0	600	Зона недоста- точного увлажнения Дебит 4,0 л/с

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
14	Чиганакское Чиганак	1. Глинистые сланцы 2. Алевролиты 3. Аргиллиты 4. Глинисто-кремнистые сланцы 5. Яшмы 6. Яшмокварциты	гидротермальный	5,0-9,0	имеют дизъюактивные и пликативные дислокации	до 30,0	50,0	100	Слабо обводненные породы. Коэффициент фильтрации 0,078 м/сут
Железорудные									
15	Соколовское Соколовский	1. Глинистые отложения 2. Диорит-порфиры 3. Известняки 4. Туфы порфириты 5. Туфопесчаники	гидротермальный	8,0-15,0	имеется тектоническая зона	до 100,0	50,0-80,0	1000	6,0 м ³ /час дебит. Водоотлив орг. шахтой (горные выработки)
16	Сарбайское Сарбайский	1. Глинистые отложения 2. Известняк 3. Туфы 4. Метосамиты 5. Порфириты	гидротермальный	8,0-15,0	имеется 3 крупных разрывных нарушения: С, Ц и Ю	до 50,0	50,0-80,0	1000	Сложное

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
17	Качарское Качарский	1. Глинистые отложения 2. Известняк 3. Туфы и туфобрекчии 4. Порфириты 5. Кварцевые порфириты	гидротермальный	8,0-13,0	имеет 18 разрывных нарушений	до 50,0	50,0-80,0	500	Сложное 40-60 м ³ /час
18	Кентобинское Кентобе	1. Роговики скарнир. 2. Роговики 3. Пироксен-гранитовые скарны 4. Угlistо-кремнистые сланцы 5. Орговикованные угlistо-глинистые сланцы	гидротермальный	18,0-29,0	имеются	до 30,0	50,0	300	Среднее
Марганцевые									
19	Жайремское Ушкатын - III	1. Алевролиты 2. Порфиры 3. Известняки серые 4. Известняки красноцветные 5. Известняки детритовые	гидротермальный	4,0-16,0	имеются	до 10,0	220,0	300	Сложное 10 л/с

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
20	<u>Камыс</u>	1. Известняки 2. Алевролиты 3. Глина	гидротер- мальный	2,0-10,0	имеются	до 60,0	80,0	200	-
21	<u>Тур</u>	1. Известняки 2. Алевролиты 3. Глина	гидротер- мальный						
22	<u>Богач</u>	1. Известняки плотные 2. Известняки выветрелые 3. Конгломераты 4. Глина	гидротер- мальный						
Угольные									
23	<u>Шубаркольское</u> Центральный	1. Глинистые обложения 2. Аргиллиты 3. Песчаники 4. Алевролиты	осадочный	0,5-5,0	имеются	50,0	100,0	1000	Обводнен- ность 2л/с Кэффи- циент фильтрации 0,11 м/сек
24	<u>Куучекинское</u> Куучек	1. Аргиллиты 2. Алевролиты 3. Песчаники	осадочный	0,5-5,0	имеются	20,0	50,0	1000	Несложные водоприток 50 м ³ /час
25	<u>Каражыринское</u> Каражыра	1. Глина 2. Артлит 3. Алевролит 4. Песчаник 5. Конгломерат 6. Гранит	осадочный	0,5-5,0	имеются	20,0	50,0	300	25-50 м ³ /сут

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
26	<u>Итаузское</u> Итауз	1. Песчаники серые и красные 2. Алевро - песчаники 3. Алевролиты	осадочный	5,0-13,0	имеются	до 30	50,0	300	средняя
Нерудные									
27	<u>Известняковые</u> Топарское	1. Известняки окремненные 2. Известняки флюсовые 3. Кремнисто- глинистые сланцы 4. Глинистые отложения 5. Выветрелые глинистые сланцы	гидротерма льное	3,0-17,0	имеются (одно крупное и ряд соответствующ- щих)	до 20	40,0-50,0	250	слабая
28	<u>Алексеевское</u>	1. Доланито- сланцевая толща 2. Доломиты 3. Глинно- углистые крелистые сланцы 4. Кварцев- сернистые сланцы	осадочное	3,5-5,1	имеется	до 20	40,0-50,0	150	слабая

Окончание таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
29	<u>Буландинское</u>	1.Граниты выветрелые каолинизированные сильно трещиноватые 2.Граниты порфировидные трещиноватые 3.Граниты плотные	осадочное	0,6-16,0	имеется	до 20	40,0-50,0	200	слабая

Таблица 2.2 – Классификация инженерно-геологических комплексов горных пород по условию устойчивости бортов карьеров Казахстана на основе положений ВНИМИ

Характеристика комплекса	Характеристика комплексов по условиям сложности залегания пород		
	1-я подгруппа Простые	2-я подгруппа Средней сложности	3-я подгруппа Сложные
1	2	3	4
I группа Комплексы крепких скальных пород, прочность в образце $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Горизонтальное, пологое и наклонное залегание; выдержанность пород по мощности и простирацию; разрывные нарушения и дополнительная складчатость совершенно отсутствуют или весьма немногочисленны	Наклонное и крутое залегание; серия зон дробления и разрывных нарушений, иногда со значительным перемещением пород	Наклонное и крутое залегание, интенсивная складчатость; развитие дизъюнктивных нарушений, значительное количество незакономерно расположенных тектонических трещин большого протяжения крутого и пологого падения, секущие формы интрузий
	Месторождения: Саякское меднорудное; Атасуйское железорудное	Месторождения: меднорудные Коунрадское, Николаевское; Железорудное Кентобе	Месторождения: меднорудные Жезказганское, Шемонаихинское; Золоторудное Васильковское
II группа Комплексы измененных скальных и полускальных пород со средней прочностью в образце $\sigma_{сж} > 8 - 80$ МПа	Спокойное горизонтальное или пологое залегание, слабая фациальная изменчивость пород и их малая нарушенность; преобладает нормально секущая трещиноватость	Горизонтальное, пологое, наклонное и крутое залегание, осложненное рядом пликтивных и дизъюнктивных нарушений; более сложный характер трещиноватости	Наклонное и крутое залегание, частое чередование пород, не выдержанных по мощности и простирацию, широкое развитие зон расщепления и перемятая пород; наличие серии надвигов и сбросов; незакономерное залегание сплошных трещин
	Месторождение: меднорудное Каратасское	Месторождения: меднорудные Космурын, Акбастау; золоторудное Варваринское; железорудные Соколовское, Сарбайское	Месторождения: марганцевое Ушкатын; золоторудные Пустынное, Загадка; полиметаллические Акжальское, Чиганакское; железорудное Качарское; меднорудное Итауз

Окончание таблицы 2.2

1	2	3	4
<p>III группа Комплексы слабых пород, прочность в образце $\sigma_{сж} < 8$ МПа</p>	<p>Горизонтальное и пологое залегание, слабая фациальная изменчивость пород, относительно простые гидрогеологические условия (по вмещающим породам и по характеру залегания водоносных горизонтов)</p>	<p>Горизонтальное и пологое залегание, значительная фациальная изменчивость, довольно сложные гидрогеологические условия</p>	<p>Горизонтальное, пологое и крутое залегание, сильная фациальная изменчивость, развитие дизъюнктивных нарушений, сложные гидрогеологические условия</p>
	<p>Месторождения: золоторудное Абыз; Акжальское полиметаллическое; Угольные: Шубаркольское, Экибастузское</p>	<p>Месторождения: марганцевые Камыс, Тур; угольные: Куучекинское, Молодежное, Каражыринское, Майкубенское; нерудное Алексеевское.</p>	<p>Месторождения: меднорудное Итауз</p>

В первую группу (прочные) входят породы невыветрелые и слабовыветрелые, изверженные и метаморфические (представлено 18 типов пород). Вторая группа (средней прочности) представлена выветрелыми разностями изверженных и метаморфических пород, глинистыми и песчано-глинистыми сланцами (приведено 12 типов пород). Третья группа (слабые) представлена сильновыветрелыми или полностью дезинтегрированными изверженными и метаморфическими разностями осадочных пород и всеми разновидностями глин (приведено 4 типа глинистых пород).

2.8 Горные породы и их изменяемость в земной коре

2.8.1 Зависимость свойств пород от условий образования

Прочность изверженных пород прежде всего зависит от условий кристаллизации: глубины, температуры, характера напряженного состояния и наличия перемещений. При кристаллизации на больших глубинах образуются породы с полнокристаллической структурой крупно-, средне- или мелкозернистой. Раздел согласуется с исследованиями проф. Фисенко Г.Л. [1].

Эффузивные породы характеризуются порфировой, скрытокристаллической или стекловатой структурой – в зависимости от степени кристаллизации основной массы пород.

Таблица 2.3 – Классификация горных пород по их устойчивости в бортах карьеров

Группа пород	Общая характеристика группы	Основные представители горных пород этой группы	Основные показатели устойчивости откосов
1. Крепкие (скальные)	$G_{сж} > 80,0$ МПа, слабо трещиноватые, слабо выветриваемые, не набухают, в бортах карьеров не подвергаются пластическим деформациям	Невыветрелые и слабо выветрелые изверженные и метаморфические породы, кварцевые песчаники, известняки и кремнистые конгломераты.	Характеристики сопротивления сдвигу по поверхностям ослабления ρ' и K элементы залегания этих поверхностей
2. Средней крепости (полускальные)	$G_{сж} = 8,0 - 80,0$ МПа, трещиноватые, интенсивно выветриваются, не набухают, не размокают, не пластичны.	Выветрелые разности изверженных и метаморфических пород, глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковистые песчаники, аргиллиты, алевролиты, мергели, известковистые конгломераты и брекчии, известняк-ракушник, угли.	Характеристики прочности пород в образце ρ и K и по поверхностям ослабления ρ' и K' , элементы залегания поверхностей ослабления, характер и интенсивность трещиноватости.
3. Слабые (глинистые)	$G_{сж} < 80,0$ МПа, набухают, размокают, пластичны, интенсивно выветриваются и осыпаются, оползают.	Сильно выветрелые или полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические, а также выветрелые разности осадочных пород второй группы, все разновидности глин, супесей и суглинков, глинистые пески и галечники, мел, лёсс, делювиальные и моренные отложения.	Характеристики ρ и K , ρ' и K' , интенсивность трещиноватости, залегание поверхностей ослабления, водонасыщенность и напорные воды.

Структура пород влияет на величину прочности неизмененных пород, а также на интенсивность выветривания и прочность выветрелых пород; с увеличением степени кристаллизации и крупности кристаллов прочность уменьшается, а выветриваемость возрастает.

Если магматические породы в процессе кристаллизации или в период их залегания на большой глубине, где они находятся в вязком или пластичном состоянии, подвергаются тангенциальным напряжениям, то под влиянием этих напряжений в них возникают скрытые поверхности скольжения. Наличие этих поверхностей ослабления характеризует так называемую делимость горных пород – способность пород раскалываться по ориентированным определенным образом поверхностям.

Осадочные породы по условиям накопления осадков разделяются на морские, лагунные и континентальные; континентальные осадки разделяют на пресноводные (речные, озерные и болотные) и наземные (ледниковые, пустынные, подножий, осыпей и др.); таким образом, большая часть осадков, являющихся материалом для образования осадочных горных пород, отлагается на дне водоемов и в зависимости от места отложения характеризуется большей или меньшей изменчивостью.

В зависимости от гранулометрического состава отлагающиеся в водной среде осадки сильно различаются по плотности. Крупнообломочные и песчаные породы даже в период их отложения приобретают плотные сложение, которое увеличивается в дальнейшем, в основном, лишь за счет цементации.

Глинистые и алевроитовые породы в период их отложения в водной среде имеют вид ила или студнеобразной массы.

Глинистые частицы в водной среде находятся в коллоидном состоянии и оседают на дно водоемов в виде студнеобразной массы при свертывании коллоидных растворов. При этом каждая частица окружена мощной гидратной оболочкой, удерживаемой электрическими силами на поверхности раздела с водой, а пористость отложений на их поверхности достигает 90%.

По мере накопления осадков слои пород свободно залегающие на земной поверхности, покрываются более молодыми осадками, что приводит к увеличению всестороннего сжатия пород под влиянием веса вышележащих отложений. Уплотняющая нагрузка в водной среде определяется выражением

$$\sigma_1 = H(d - 1)(n - 1), \quad (2.1)$$

где H – глубина от земной поверхности;
 d – средняя величина удельного веса пород;
 n – средняя величина пористости.

Под влиянием нагрузки σ_1 глинистые горные породы подвергаются уплотнению с уменьшением их пористости и влажности.

В геосинклинальных бассейнах, где мощность осадочных пород достигает 10-15 км и более, давление, испытываемое горной породой, достигает 1,5-2,2 тыс. кг/см², а плотность горных пород с упругим скелетом достигает 95%.

В процессе преобразования иловатые и студнеобразные отложения превращаются в каменные породы, временное сопротивление сжатию которых достигает 150 тыс. кг/см² и более; Л.Б. Рухин называет этот процесс окаменением.

Песчаные горные породы почти не изменяют своей плотности даже при нагрузках, вызывающих разрушение частиц, но плотность их с течением времени увеличивается за счет цементации глинистым материалом, приносимым водой при ее отжиме из слоев глинистых пород, и другими цементирующими материалами – кремнистыми, карбонатами и др.

При уплотнении глинистых горных пород существенное значение имеет их слоистость.

Чередование водонесущих и водоупорных слоев, мощность выдержанность их распространения по площади являются факторами, влияющими на уплотнение пород с погружением от земной поверхности и на разуплотнение в период поднятия и размыва осадочных отложений (чередование слоев играет большую роль в образовании оползней и влияет на дренаж месторождений).

Уплотнение глинистых пород с погружением сопровождается их обезвоживанием, которое происходит в следующем порядке.

В первый период уплотнения, когда все породы имеют большую пористость и значительную водопроницаемость, под влиянием вышележащих отложений уплотняется грунтовой скелет и избыточная вода движется снизу вверх. Это движение обуславливается разностью порового давления в сжимаемом пласте породы и высотой водяного столба над ним.

Во второй период уплотнения, когда глинистые отложения приобретают значительную плотность и коэффициент фильтрации становится столь малым, что движение воды снизу вверх сквозь всю толщу пород затруднительно или совсем невозможно, обезвоживание глинистых слоев происходит путем отжима воды в слои песчаных и крупнообломочных пород, по которым вода движется до обнажения этих слоев или до пересечения их тектоническими нарушениями.

Таким же путем происходит уплотнение слоев глинистых пород при организации дренажа до начала открытых горных разработок, если среди этих пород имеются породы высокой влажности. С увеличением плотности глинистых слоев возрастает и их прочность. На рисунке 2.24

представлен график изменения величины сцепления образцов глин, отобранных на различной глубине одной из скважин Ермолаевского бурогоугольного месторождения.

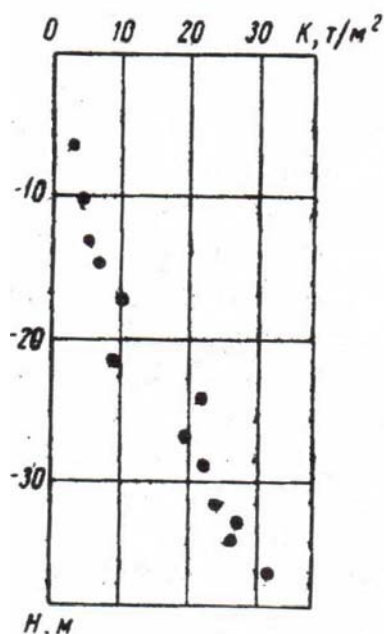


Рисунок 2.24 – Изменение величины сцепления бурых глин с увеличением глубины по одной скважине Ермолаевского бурогоугольного месторождения, согласно данным [1].

2.8.2 Влияние тектоники и метаморфизма на прочность массива пород

Вторым естественно-историческим фактором, влияющим на изменение прочности массива горных пород, являются тектонические процессы, во время которых происходит образование складок, возникают пликативные и дизъюнктивные нарушения, делимость и трещиноватость.

Наблюдения за характером складок горных пород, образовавшихся под влиянием тангенциальных тектонических напряжений, показывают, что слоистый массив при образовании складок расслаивается на отдельные однородные слои или на группы разнородных слоев небольшой мощности, самостоятельно изгибающихся в складки. При этом происходят межслоевые подвижки.

Вследствие межслоевых подвижек в период образования складок образуются поверхности скольжения, сцепление по которым имеет ничтожную величину, а коэффициент внутреннего трения значительно снижается. Эти поверхности способствуют образованию оползней при падении слоев в сторону выемки.

Кроме поверхностей скольжения по контактам слоев, в период складкообразования под влиянием тангенциальных напряжений образуются системы поверхностей, по которым породы легко раскалываются и срезаются, - так называемая кливажная делимость. По плоскостям делимости развиваются и открытые трещины, называемые кливажными.

Делимость по контактам слоев, кливажная делимость и трещиноватость придают массиву горных пород, подвергающихся тектоническим процессам, блоковое строение и уменьшают их прочность по поверхностям развития делимости и трещиноватости. Кроме кливажных трещин, в массе горных пород под влиянием тектонических процессов образуются сплошные трещины разломов и дизъюнктивные нарушения, по которым сцепления массива отсутствует или имеют не большую величину.

По тектоническим нарушениям, заполненным и стертым глинистым материалом, насыщенным водой, коэффициент внутреннего трения снижается по сравнению трением по другим направлениям.

Большие изменения прочности горных пород возникают под влиянием процессов метаморфизма. При погружении на большие глубины породы испытывают большое давление и под воздействием повышенной температуры и циркулирующих горячих водных и газовых растворов подвергаются существенному преобразованию, в процессе которого возникают новые – метаморфические – породы.

Виды метаморфизма довольно разнообразны. Ниже рассматриваются лишь те изменения пород, которые связаны с их прочностью и стойкостью.

Толща осадочных в процессе метаморфизма подвергается уплотнению, обезвоживанию и перекристаллизации; глинистые и песчано-глинистые сланцы превращаются в роговики, филлиты, кристаллические и слюдяные сланцы; песчаники – в кварциты и железистые кварциты; все эти породы при метаморфизме переходят в группу крепких. Тектурные и структурные изменения осадочных толщ при метаморфизме существенно не изменяют их прочности, так как осадочные породы и до метаморфизма характеризуются слабыми связями по слоистости.

Возникающие структурные изменения метаморфизованных магматических породах (ортопородах) – сланцеватость и полосчатость – оказывают существенное влияние на их прочность и выветриваемость. Среди метаморфических пород наименее устойчивыми в бортах карьеров являются серицитовые, хлоритовые и тальковые сланцы. При метаморфизме магматических пород заметно уменьшается их прочность под влиянием серицитизации, хлоритизации, оталькования и окварцевания (при окварцевании возрастает хрупкость и интенсивность трещиноватости).

2.8.3 Выветривание и разуплотнение пород

Выветривание крепких и средней крепости пород и разуплотнение глинистых пород представляют единый процесс уменьшения прочности в толще, прилегающей к земной поверхности, но протекает он в крепких и глинистых породах качественно различно, распространяется с поверхности массива на все большую глубину по мере развития трещиноватости и проникновения воды, обогащенной углекислотой.

Первой фазой выветривания изверженных (а также других крепких) пород является физическое выветривание. Физическое выветривание характеризуется нарушением структурных связей между кристаллами различных минералов и пород. Нарушению связей между кристаллами способствует различие величин коэффициента линейного разрушения и модуля упругости, а появление трещин в массиве в горных породах связано с различной степенью нагревания и охлаждения отдельных участков массива. Развитию трещин способствует наличие скрытых поверхностей скольжения (делимости).

Под влиянием физического выветривания на сжатие таких пород, как граниты, кварцевые порфиры, базальты, значения их могут уменьшаться от 3000-4500 до 1000-1500 кг/см².

После того как в процессе физического выветривания в достаточной степени разовьются микротрещины, по которым проникают растворение, гидролиз, окисление, карбонатизация и др. Для горных массивов изверженных пород наиболее распространенным являются гидролиз, которому подвергаются полевые шпаты, превращаясь в каолинит при воздействии воды и углекислого газа; темноцветные минералы подвергаются окислению и превращаются в аморфную массу.

Склонность горных пород к выветриванию значительной степени зависит от их структуры и минералогического состава. Наиболее стойкими являются кварцсодержащие горные породы неполнокристаллической или микрокристаллической структуры.

Увеличение степени трещиноватости пород также ведет к увеличению интенсивности их выветривания. В зонах тектонических разломов изверженных пород выветривание может проникать на большую глубину.

Примером различной выветрелости пород является изображенная на рисунке 2.25 зарисовка одного участка борта Черемшанского карьера, разрабатывающего Уфалейское никелевое месторождение. Борт сложен серпентинитами, степень трещиноватости и выветривания которых постепенно возрастает при приближении к зоне тектонического разлома. В наиболее удаленной от разлома части залегают слабо выветрелые крепкие крупноблоковые серпентиниты, затем идут интенсивно-трещиноватые серпентиниты – крупностью блоков 10-15 см, которые постепенно переходят в щебенку, далее идет щебенка с глиной, потом – глина со

щебнем и, наконец, охристые глины, являющиеся продуктом полностью дезинтегрированных серпентинитов; вся зона от глин до крупноблоковых серпентинитов имеет мощность около 100 м.

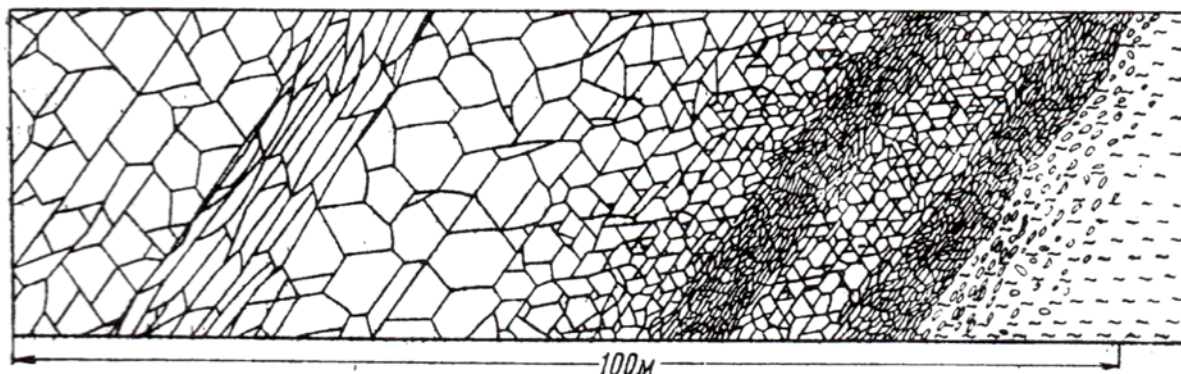


Рисунок 2.25 – Зарисовка участка борта Черемшанского карьера с различной степенью выветрелости серпентинитов

Разуплотнение глинистых пород происходит при подъеме и размыве верхней части складок, когда погруженные на большую глубину породы постепенно разгружаются от веса вышележащих пород и напряжения всестороннего сжатия в них уменьшаются.

В связи с этим верхние горизонты пород глинистого состава до глубины 100-150 м получают возможность расширяться и втягивать в себя воду; при этом уменьшается плотность и прочность пород.

2.8.4 Инженерно-геологические комплексы пород

Горные породы различного минералогического и литологического состава, но имеющие одинаковые условия образования и претерпевшие одинаковые естественно-исторические процессы их изменения, составляют комплексы пород, характеризующиеся определенными инженерно-геологическими свойствами.

При разведке месторождений выделяют: комплексы неизмененных или слабо выветрелых изверженных и метаморфических пород, комплексы уплотненных осадочных отложений (области древних геосинклиналей, приподнятых и в верхней части размытых или погребенных под более молодыми осадками), комплексы неуплотненных осадочных отложений платформенных областей и современных межгорных депрессий, комплексы интенсивно выветрелых или полностью дезинтегрированных изверженных или метаморфических пород, комплексы аллювиально-пролювиальных отложений; кроме того, выделяют современные болотные, озерные ледниковые (моренные) и делювиальные отложения, имеющие

ограниченную мощность и линзовидное распространение по площади. Подробная характеристика массивов горных пород и их ярусности изложена в работе П.Н. Панюкова [17]. Комплекс горных пород, вмещающих полезное ископаемое, им назван основным ярусом, а верхний ярус – покровным, кроме того, выделяются промежуточные ярусы («этажи»).

Нами принимается далее объединение различных литологических разновидностей пород в инженерно-геологические комплексы, характеризующиеся преобладанием в их сложении крепких, средней крепости или слабых пород.

3 ПРОБЛЕМА ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Многие открытые горные разработки Казахстана сопровождаются деформациями прибортовых массивов. Деформационные процессы представляют собой продолжительные по времени последовательные события, начиная от их возникновения и кончая оползневыми явлениями. В любом случае деформации карьерных откосов снижают основные преимущества открытых работ, наносят значительный материальный ущерб горному предприятию, нарушая правильное и безопасное ведение горных работ, вызывая потери полезного ископаемого. Поэтому проблема обеспечения устойчивости карьерных откосов является одной из важнейших в горном деле. Для решения этой проблемы необходимо изучить причины деформаций прибортовых массивов и всё разнообразие их проявлений.

3.1 Фактическое состояние карьерных откосов

Согласно исследованиям [1-3] все явления деформации откосов уступов, бортов карьеров и отвалов можно обобщенно разделить на пять видов: *осыпи, обрушения, оползни, просадки и оплывины*. Действительно, такие виды деформаций в большой или меньшей мере отмечаются на многих открытых разработках Казахстана. В свою очередь, выделенные виды деформаций прибортовых массивов на карьерах имеют много разновидностей, проявляющихся в различных горно-геологических условиях. Но и между отдельными видами деформаций четкой границы не существует.

Истинными причинами появления деформаций являются: несоответствие углов наклона карьерных откосов геологическим условиям или недостаточная изученность этих условий (структурно-тектонические особенности горного массива и его физико-механические свойства); отсутствие дренажа или его неэффективность; неправильное ведение горных работ (например, буровзрывных); неправильное представление о характере деформационного явления, его недооценка; применение неправильного метода расчета параметров откоса и оценки его устойчивости.

Рассмотрим типовые случаи возникновения того или иного вида деформации карьерных откосов на открытых разработках Казахстана.

При выемке экскаватором типа прямой механической лопаты очередной заходки в слабых породах откосы уступов высотой 10-15 м имеют вогнутую форму (рисунок 3.1,а), так как угол наклона откосов больше угла естественного откоса (раздробленных пород), то с течением времени происходит постепенное разрушение верхней части уступа под

влиянием высыхания пород и у его подошвы накапливается осыпь с углом наклона 34-36 градусов. Процесс разрушения и осыпания крутой части откоса завершится после того, как развитие осыпи достигнет верхней бровки откоса.

При производстве массовых взрывов в вертикальных скважинах большого диаметра происходит интенсивное дробление пород за контуром выемки, которое приводит к массовому развитию осыпей. После выемки экскаватором взорванной горной массы в уступах остаются породы, сохранившие не более 20-25 процентов естественной прочности массива. С течением времени откосы уступов таких пород разрушаются, то есть интенсивно осыпаются.

Как и в первом, так и во втором случае оставляемые между уступами предохранительные бермы частично покрываются осыпью вышележащего уступа или частично разрушаются. В результате борт карьера на отдельных участках приобретает вид сплошного откоса большой высоты, работа под которым становится опасной.

На карьерах обрушения откосов большей частью происходят по поверхностям ослабления естественного происхождения, к которым относятся тектонические нарушения, контакты слоев, трещины отдельности большого протяжения, сланцеватость, падающие в сторону выемки. Так как прочностные характеристики по поверхностям ослаблений в несколько раз меньше, чем в массиве, то величина углов наклона устойчивых откосов полностью зависит от пространственной ориентировки этих поверхностей ослаблений. Выявлено несколько типов обрушений прибортовых массивов, обусловленных сочетанием отдельных поверхностей ослаблений и их взаимным расположением:

1. Обрушение породных блоков по наклонной поверхности ослабления, продольной или диагональной относительно откоса.

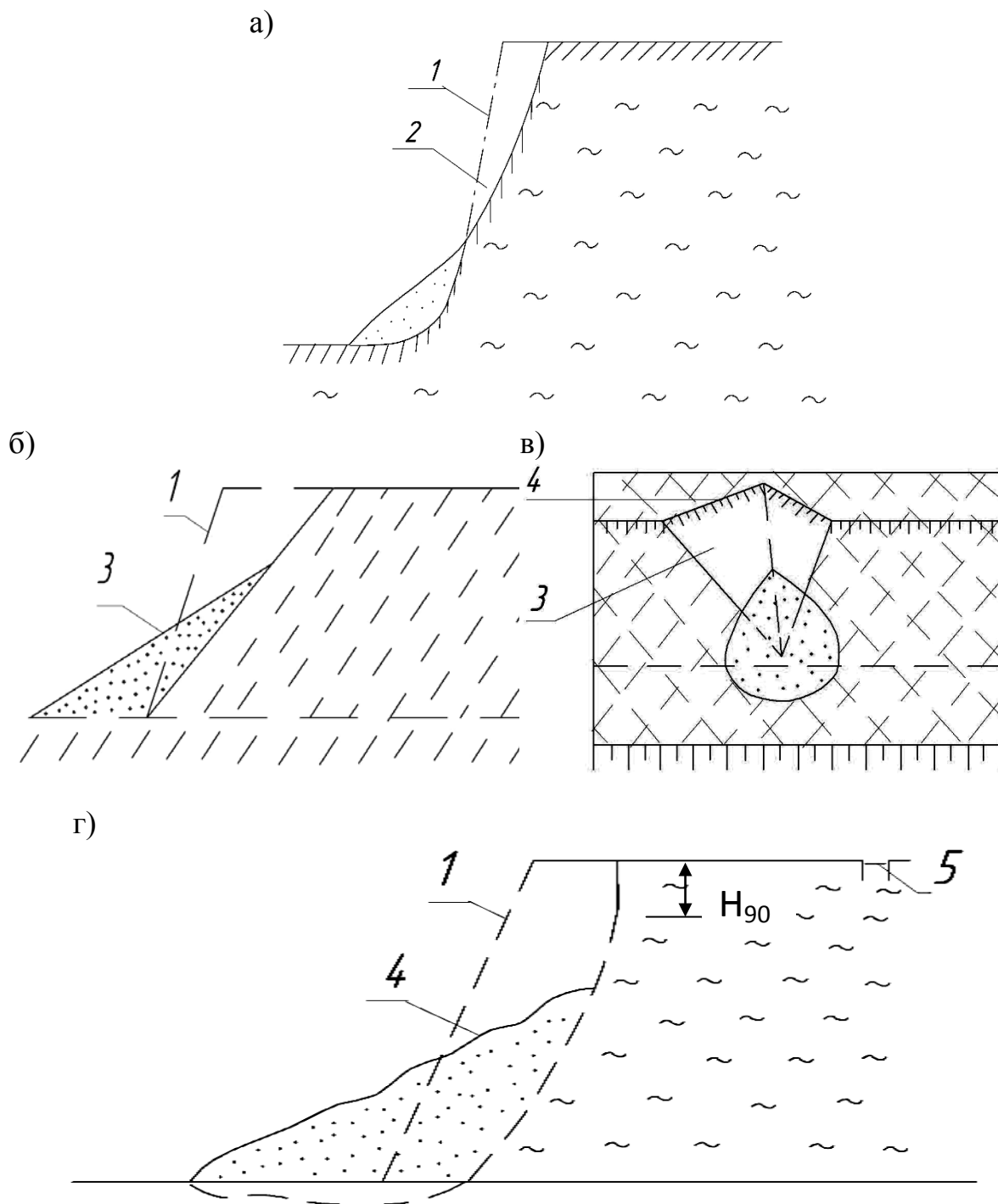
2. Вывал с обрушением породной призмы по крутопадающей и подсекающей поверхностям ослабления продольного и диагонального залегания.

3. Обрушение породного клина по сопряженным поверхностям ослабления, подрезанных откосом.

4. Вывал породной призмы по двум диагональным поверхностям ослабления крутого залегания.

5. Вывалы породных призм и пирамид, образованных не менее, чем тремя поверхностями ослабления.

Как и при осыпях, обрушения приводят к образованию сплошных откосов. Однако, в отличие от постепенного увеличения объемов осыпей на бермах, возникновение обрушений, длящихся несколько секунд, оказывается неожиданным и проявляется катастрофически. Особенно, когда обрушается участок транспортной бермы или она заваливается на каком-либо участке при обрушении вышележащего уступа.



- а – откос уступа в глинках и суглинках: 1 – положение откоса после выемки экскаватором; 2 – после образования осыпи;
- б, в – откос уступа в скальных трещиноватых породах: 3 – после обрушения; 4 – после оползня; 5 – водосточная канава;
- г – откос уступа в глинистых породах

Рисунок 3.1 – Деформации карьерных откосов

Оползни, например, слабофильтрующих пород (суглинки, глины, слабые алевролиты) могут возникать при наличии вблизи от откосов водосточных канав или впадин, в которых скапливается влага (дождевые и

талые воды). Проникающая в массив вода не высачивается в откосе, а увеличивает водонасыщенность пород вплоть до их полного насыщения и набухания до текущего состояния. Оползание массива происходит по поверхности скольжения в виде плавной кривой в нижней и средней части, а вверху заканчивающейся вертикальной трещиной отрыва глубиной H_{90} (рисунок 2.1, г). При этом сползший блок обычно полностью разрушается и приобретает еще большую способность к поглощению воды. Разрушенные и насыщенные водой глинистые породы приобретают свойства грунтовой пасты, располагающейся на площадках уступов под углом 12-14 градусов, а при дальнейшем насыщении водой оползневая масса может перейти в оплывину.

Ширина по фронту откоса одновременно оползающего блока зависит от пластичности глин и высоты откоса – чем выше эти параметры, тем больше ширина.

Просадки как вид деформации прибортовых массивов характерны, например, для долгостоящих отвалов глинистых пород. При отсыпке глинистых пород в результате естественной гравитационной сортировки, нижний слой отвала состоит из крупных породных кусков (высокопористый слой), в среднем слое распределяются более мелкие куски и в верхнем слое – самые маленькие частички породы (зона сплошной среды). По мере наращивания высоты отвала увеличивается давление на отдельные куски глинистых пород в нижнем и среднем слое. Наиболее слабые из них разрушаются и заполняются макропоры, приводя к уплотнению отвальной массив и его просадкам. Этот процесс прогрессирует при увлажнении рыхлых пород. Просадки довольно часто являются начальной стадией образования оползней, если в основании отвалов залегают слабые пластичные глинистые породы.

При разработке месторождений полезных ископаемых Казахстана открытым способом нами выявлены следующие виды деформаций карьерных откосов (таблица 3.1). В целом практически на каждом карьере можно встретить наличие осыпей, присущих всем откосам, сложенных различными типами пород. Откосы, сложенные скальными и полускальными породами, подвержены локальным обрушениям, представленным в виде клиньев, пирамид и т.п. Откосы, сложенные глинистыми породами, при подпитке их различными водами способствуют локальным оползням. Основные просадки наблюдаются при отсыпке отвалов на слабые глинистые основания. Реже встречаются откосы, представленные в виде оплывин. Они характерны для глинистых пород, насыщенные водой.

Таблица 3.1 – Типы деформаций карьерных откосов на месторождениях Казахстана

Месторождение Карьер	Осыпь	Обрушение	Оползень	Просадка	Фильтрационная деформация
1	2	3	4	5	6
Меднорудные					
Коунрадское Коунрадский	имеются	локальные	локальные участки бортов	выпоры основания отвала	-
Жезказганское Акчий – Спасский	имеются	локальные	локальные участки бортов	-	-
Космурун Космурун	имеются	локальные	восточного борта	-	имеются
Абыз Абыз	имеются	локальные	верхних глинистых откосов	-	имеются
Нурказган Нурказган	имеются	локальные	-	-	-
Итауз Итауз	имеются	локальные	западного борта с несогласной слоистостью (эффект опрокидывания слоев)	-	имеются
Жезказганское Златоуст-Беловское	имеются	локальные	остановлен оползень борта	выпор основания отвалов	-
Николаевское медноцинковое Николаевский	имеются	локальные	оползень северного борта высотой 200м.	-	имеются
Акжальское Центральный	имеются	локальные	-	-	-
Марганцевые					
Восточный Камыз Восточный Камыз	имеются	локальные	-	-	-
Ушкатын-3 Ушкатын-3	имеются	локальные	-	выпор основания отвала	
Жомарт Жомарт	имеются	локальные	-	-	-
Тур Тур	имеются	локальные	-	выпор основания отвала	Имеются
Угольные					
Куу-Чекинское Куу-Чек	имеются	локальные	-	-	Имеются
Молодежное Молодежный	имеются	локальные	-	-	Имеются

Продолжение таблицы 3.1

1	2	3	4	5	6
Шубаркольское Шубарколь	имеются	локальные	локальных бортов нагруженных отвалом	-	Имеются
Экибастузское Богатырь	имеются	локальные	в р-не станции «Фланговая»	выпоры основания отвалов	Имеются
Железорудные					
Сарбайское Сарбайский	имеются	локальные	локальное обрушение трех уступов	-	Имеются
Соколовское Соколовский	имеются	локальные	-	Выпор основания отвала	-
Качарское Качарский	имеются	локальные	-	выпоры основания отвалов	-
Нерудные					
Алексеевское доломитовое Алексеевский	имеются	локальные	-	-	имеются в виде эрозии
Южно-Топарское известняковое Топарский	имеются	локальные	верхних глинистых откосов	выпоры основания отвала	-

Таким образом, горный инженер, встретивший тот или иной вид деформации прибортовых массивов, заинтересован, прежде всего, в предупреждении его разрушительных последствий. В некоторых случаях невозможно ликвидировать основную причину деформации (например, осыпеобразования, локальные обрушения), и тогда становится более выгодным уменьшать последствия систематически или постоянно (производить зачистки берм по мере накопления осыпей, устанавливая заградительные стенки, применять искусственное укрепление ослабленных участков массивов, создавать контрфорсы и др.).

Во многих же случаях, при достаточной изученности структурных особенностей прибортовых массивов, их физико-механических свойств, обводненности, необходимо разработать мероприятия по управлению устойчивостью карьерных откосов. Такими мероприятиями могут быть: эффективное осушение прибортовых массивов; разворот откосов в плане относительно выявленных неблагоприятно залегающих поверхностей ослабления; разработка обоснованной технологии ведения буровзрывных работ при постановке уступов на проектный контур, управляемое обрушение уступов скальных пород и создание искусственных оползней глинистых пород; обоснование размера предохранительной площадки при отсыпке отвалов и др.

3.2 Анализ факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов

Все факторы объединяются в две основные группы: природные и горно-технические [1, 2].

Первая группа включает следующие факторы: климатические (температура воздуха, количество осадков, режим ветров, температурный режим массива горных пород); геологические (состав, строение, состояние и свойства горных пород); гидрогеологические (наличие поверхностных вод и водоносных горизонтов, обводненность контактов и структурных нарушений).

Вторая группа характеризуется способом вскрытия карьерного поля, системой разработки, способом отбойки горной массы, отвалообразованием и геометрическими параметрами карьера.

Совокупность всех этих факторов определяет напряженное состояние прибортового массива и условия его деформирования. Из всех вышеперечисленных факторов, влияющих на устойчивость откосов, основными являются:

- физико-механические свойства вмещающих пород и породных контактов;
- структурно-тектонические особенности прибортовых массивов;
- технология ведения горных работ при разработке месторождения открытым способом.

Первые два фактора являются природными, присущими данному массиву, они первичны, их нельзя изменить, а можно только изучить и учитывать в расчетах устойчивости откосов. Третий же фактор есть результат производственной деятельности человека, и он должен быть управляем при решении проблемы обеспечения устойчивости карьерных откосов [4].

Рассмотрим более подробно состояние изученности основных факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов.

3.2.1 Методы исследований физико-механических свойств горных пород и породных контактов

В изучение физико-механических свойств горных пород существенный вклад внесли видные ученые: М.М. Протодяконов, Л.И. Барон, Н.Н. Маслов, Г.Л. Фисенко, К.В. Руппенейт, Г.Н. Кузнецов, С.И. Попов, В.Д. Ломтадзе, Е.И. Ильницкая, А.И. Тедер, Г.К. Бондарик, М.Ю. Карташов и другие. В Казахстане значительный вклад внесли такие ученые, как член-корр. НАН РК Попов И.И., Машанов А.Ж., д.т.н. Окатов Р.П.,

Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Низаметдинов Ф.К., Нурпеисова М.Б., Ипалаков Т.Т., Сэбденбекұлы Ө. и др.

В основном исследования физико-механических свойств горных пород производятся в лабораторных условиях на образцах, а иногда в натуральных – при сдвиге породных призм.

При проведении лабораторных исследований по определению физико-механических свойств горных пород могут быть использованы методики работ, описанные в монографиях В.Д. Ломтадзе [5], Е.И. Ильницкой, Р.И. Тедера, Е.С. Ватолина, М.Ф. Кунтыша [6] и Ю.М. Карташова, Б.В. Матвеева, Г.В. Михнева, А.Б. Фадеева [7], И.И. Попов, Ф.К. Низаметдинов, Р.П. Окатов, В.Н. Долгоносков [10], И.И. Попов, П.С. Шпаков, Г.Г. Поклад [11] и др.

Полученные данные лабораторных испытаний по определению прочностных свойств горных пород в образцах можно в какой-то мере приблизить к данным в массиве. Согласно исследованиям ВНИМИ [1,7] установлено, что угол внутреннего трения пород, полученный лабораторным способом, можно принимать равным углу внутреннего трения в горном массиве. Для перехода от сцепления в куске к сцеплению в массиве, которые значительно отличаются друг от друга, используется коэффициент структурного ослабления.

В.Д. Ломтадзе [5] при определении прочностных свойств глинистых пород рассматриваются способы испытаний образцов на сдвиг, срез и одноосное сжатие. Однако Н.А. Цитович отмечает, что предложенный впервые Г.Б. Яппу и Н.В. Лалетиним метод испытания пород в условиях трехосного напряженного состояния позволяет испытывать любые породы при обжатии их наперед заданным боковым давлением, что ближе отвечает состоянию горных пород в природных условиях и дает наиболее надежные результаты определения их прочностных и деформационных свойств. Этот метод в настоящее время получил широкое применение и разработан целый ряд приборов – стабилметров различных конструкций (ВНИМИ, Е.М. Медкова, Г.А. Андреева, Н.П. Верещагина и др.).

Наиболее достоверные значения физико-механических свойств горных пород определяются в натуральных условиях. Этому вопросу посвящены работы Г.Л. Фисенко, Н.Н. Куваева, Г.К. Бондарика, И.И. Попова, Р.А. Такранова, А.Б. Фадеева, З.А. Фрейберга, Ю.М. Карташова, П.И. Мануйлова, Л. Мюллера, Р.П. Окатова, П.С. Шпакова, Ф.К. Низаметдинова и других.

Г.Л. Фисенко в своих работах [1] указывает на необходимость проведения натуральных испытаний для определения сопротивления сдвигу горных пород. Приводит некоторые схемы сдвига породных призм на откосах уступов карьеров, которые оконтуриваются прорезными щелями с двух, трех и четырех сторон. При этом применяется следующее оборудование: гидравлический домкрат, сконструированный

А.М. Мочаловым и гидравлические подушки, предложенные Я.А. Бичем. При этом подача масла в гидравлическую систему производится ручной системой нагружения.

Н.Н. Куваев [8] указывает, что для получения усредненных характеристик сцепления как по поверхностям ослабления, так и в самом массиве есть единственный путь – это увеличение размеров образца, т.е. производство испытаний в натуральных условиях путем сдвига призм, подготовленных в откосах уступов. Однако отмечается, что практически невозможно проводить массовые испытания наиболее крепких пород с размером отдельности свыше 0,2-0,3 м, так как испытательные устройства должны развивать большие усилия и быть громоздкими. При проведении полевых испытаний также используются гидравлические подушки и домкраты.

Обобщенные исследования при проведении полевых испытаний породных призм приведены в монографии Г.К. Бондарика, П.С. Комарова и В.И. Ферронского [9]. В разделе об определении прочностных свойств пород в полевых условиях приводятся существующие способы, основанные на сдвиге (обрушении) породных призм с использованием сдвигающих устройств в виде гидравлических домкратов. Заслуживает внимания метод, разработанный Научно-исследовательским институтом по строительству (г. Екатеринбург), заключающийся в том, что призматический блок породы выпирается под действием горизонтальной нагрузки, приложенной к его боковой стенке. При этом способе сцепление и угол внутреннего трения испытываемых пород определяются из одного опыта, а подготовка призм к испытаниям осуществляется тремя прорезными щелями.

Существенный вклад в изучение прочностных свойств горных пород месторождений Казахстана внес И.И. Попов [4, 11, 14]. Предлагаемые им схемы сдвига породных призм на дне шурфа позволяют создавать нормальные и касательные напряжения в плоскости среза одним гидродомкратом. Однако при подобных исследованиях производятся большой объем работ по подготовке призм к сдвигу.

П.И. Мануйлов [12] предлагает при проведении на откосах карьеров натуральных испытаний породных призм на сдвиг использовать разработанное им приспособление, служащее для создания нормальной нагрузки и состоящее из анкеров-расширителей и упорной балки. Однако при этом оконтуривание сдвигаемой призмы осуществляется с четырех сторон, что повышает трудоемкость полевых работ. Но это компенсируется тем, что при одной установке приспособления можно сдвинуть несколько породных призм при разной нормальной нагрузке, что повышает точность определения прочностных показателей.

Ю.М. Карташов, Б.В. Матвеев, Г.В. Михеев и А.Б. Фадеев [7] отмечают, что единственно надежным источником получения

представительных характеристик являются непосредственные испытания пород в массиве. Приводят схемы сдвига породных призм и используемое оборудование, предложенные Г.Л. Фисенко и П.И. Мануйловым.

Исследователи за рубежом, к примеру Л. Мюллер [13] проводят, в основном только крупномасштабные опыты (непосредственно на месте), позволяющие определить критические нагрузки, которые способен выдержать горный массив. При проведении крупномасштабных опытов используется система прессов. Отмечается, что трудоемкость полевых работ окупается обеспечением устойчивости возводимых сооружений на надежной основе.

Некоторые исследователи, как А.Б. Фадеев, З.А. Фрейберг [15] и Р.А. Такранов [16] предлагают для определения прочностных свойств горных пород использовать энергию взрыва и ультразвук. В настоящее время получены лишь предварительные данные, которые требуют своего дальнейшего уточнения.

Многие ученые, занимающиеся устойчивостью откосов на карьерах, указывают, что достаточно надежные результаты прочностных характеристик горного массива можно получить на основании съемок обрушения и оползней [1, 4, 11] и др.

Изучением физико-механических свойств горных пород на месторождениях Казахстана занимались ВНИМИ, Гипроцветмет, ЖезказганНИПИцветмет, ИГД им А.А. Скочинского, ИГД им. Кунаева Д.А., КарГТУ, УНИПРОМЕДЬ [1, 7, 4, 10, 11] и др. В основном породные образцы испытываются в лабораторных условиях традиционными способами.

М.М. Протодьяконов в предисловии к монографии Л. Мюллера [13] пишет, что нельзя подходить к вопросу изучения физико-механических свойств горных пород односторонне и проводить только лабораторные или же только натурные испытания. Необходимо разумное сочетание обоих методов.

Таким образом, проведенный анализ по определению физико-механических свойств пород указывает на необходимость дальнейшего совершенствования способов проведения натурных испытаний, а также совершенствования устройств, применяемых для сдвига породных призм.

Прочность контактов пород – один из основных показателей устойчивости анизотропного массива [1, 3, 4]. На открытых разработках прочностные свойства контактов горных пород в определенных условиях могут оказать свое решающее влияние на устойчивость откосов уступов и бортов карьеров.

Изучением прочностных свойств контактов горных пород занимаются как и в лабораторных, так и в натурных условиях. Этому вопросу посвящены работы Н.Н. Куваева [8], Г.Л. Фисенко [1], Б.К. Абрамова и

В.Т. Сапожникова [18], Ю.М. Карташова, Б.В. Матвеева, Г.В. Михнева, А.Б. Фадеева [7], Э.В. Калинина [9] и других.

Н.Н. Куваев [8] приводит основные элементы трещиноватости прибортового массива, которые необходимо изучить при оценке устойчивости откосов. Одним из элементов, на наш взгляд правильным, выделен характер поверхности трещин. Здесь же говорится о возможности проведения натуральных испытаний на сдвиг по отдельным трещинам при помощи гидроподушек с целью определения по ним величины сцепления, хотя этот процесс весьма трудоемок.

Г.Л. Фисенко [1] приводит методы и результаты исследований по контактам горных пород. При изучении в натуральных условиях прочностных свойств контактов пород разработаны схемы сдвига породных призм. На основе полученных результатов исследований он разделяет поверхности контактов с учетом их характера: на ровные гладкие, неровные гладкие, ровные шероховатые и неровные шероховатые и приводит для них значения углов трения. Даются значения сцепления по некоторым поверхностям ослабления горного массива.

Б.К. Абрамов и В.Т. Сапожников [18] приводят методику и результаты лабораторных исследований прочностных свойств различных контактов горных пород, при этом отмечая, что сопротивление контактов сдвигу связано с крепостью породы и геометрией формы элементов шероховатости. Кроме того, указывают, что угол трения по контактам пород различного литологического состава весьма близок по величине углу трения наиболее слабой породы. Найдены зависимости углов трения от шероховатости по диабазу, мрамору и песчанику.

Ю.М. Карташов, Б.В. Матвеев, Г.В. Михнев, А.Б. Фадеев [7] приводят обобщенные данные исследователей по изучению прочностных свойств контактов пород. Рассматриваются различные виды породных контактов с обоснованием расчетных формул. Из анализа приведенных формул в работе [7] следует, что при сдвиге по контактам углы их трения зависят от углов наклона зубьев и учет их возможен при построении профилограмм этих контактов. Установлены граничные значения сдвига по контакту. Отмечается, что имеются трудности по определению сцепления по контакту в лабораторных условиях вследствие сложности сохранения естественного состояния контактирующих поверхностей. Поэтому сцепление по контакту определяются с помощью натуральных испытаний, а угол трения – путем лабораторных испытаний.

Э.В. Калинин [9] обращает внимание на возможность использования метода обратных расчетов при определении усредненных значений прочностных характеристик по контактам, когда прямые методы определения неприемлемы. Сделана классификация оползневых ниш и даются рекомендации по расчету сцеплений и углов трения на основе составленных уравнений предельных равновесий породных блоков по

различным расчетным схемам. Здесь есть сомнения по поводу возможности составления системы линейных уравнений предельного равновесия нескольких обрушенных участков в одном районе.

Таким образом, проведенный анализ литературных источников по изучению прочностных свойств породных контактов позволяет наметить пути совершенствования методики проведения испытаний и обработки результатов исследований. Суть совершенствования заключается в комплексном подходе к изучению прочностных характеристик контактов на основе разумного использования преимуществ лабораторных и натурных исследований. Предлагается при обследовании на карьерах состояния рабочих уступов, сложенных полускальными и скальными породами, выявить участки, имеющие обрушения, и выполнить их съемку с целью определения параметров блоков и элементов залегания поверхностей ослаблений желательно использовать 3D сканер. Затем, с этих участков, отбираются образцы породных контактов с целью исследования в лабораторных условиях характера поверхностей контактов с помощью профилографа и углов трения по контактам, используя сдвиговые установки. Сцепление же по породным контактам вычисляются из уравнений предельного равновесия обрушенных блоков, подставив в него усредненные значения углов трения контактов. Надёжность же определения углов трения по породным контактам в лабораторных условиях не вызывает сомнения.

3.2.2 Горно-геометрический анализ прибортовых массивов

При разработке сложноструктурных месторождений полезных ископаемых основная роль отводится изучению структуры прибортовых массивов, определению систем трещин, формы распространения пликативных нарушений и характера поверхностей ослаблений.

Методика изучения структуры горного массива довольно подробно описана в трудах А.Е. Михайлова [19], М.В. Раца [20], А.Ж. Машанова [21], Н.Н. Куваева [8], И.И. Ермакова [23], В.Г. Зотева [24], Р.П. Окатова [4], В.Н. Попова [25], Ф.К. Низаметдинова [10] и других исследователей. В последних работах трещиноватость рассматривается с точки зрения влияния ее на устойчивость откосов уступов и бортов карьеров.

При проведении полевых замеров на станции наблюдения элементов залегания различных поверхностей ослабления возникает вопрос о необходимости и достаточном их количестве. Малое число замеров снижает надежность и представительность результатов, а завышение ведет к увеличению объема работ без существенного повышения точности результатов.

Д.Н. Ким [26] провел анализ работ, посвященных определению количества замеров трещиноватости, на основе чего им составлена таблица, где приведены самые различные мнения по этому вопросу. Анализ данных показывает, что если на одну систему трещин количество рекомендуемых замеров у автора приблизительно одинаково и колеблется от 10 до 40, то число замеров на станции изменяется от 30 до 300. Такой большой разброс числа измерений на станции указывает на то, что многие исследователи принимают количество замеров без аналитического и экспериментального обоснования.

В.Г. Зотеев [24] впервые предложил расчетную методику определения достаточного числа замеров на одном участке съемки. По этой методике на основе заданной надежности и относительной погрешности определения математического ожидания устанавливается достаточное число замеров для одной системы трещин – 15, а общее количество замеров $15n$, где n – число систем трещин на станции.

В.Н. Попов [25] рекомендует формулу по определению числа замеров на съемочной станции при известной блочности:

$$N = n \cdot (7,3 \cdot (1 + 1,25e^{-0,35w}))^2, \quad (3.1)$$

где n – число систем трещин на станции;

w – интенсивность трещиноватости;

e – основание натуральных логарифмов ($e=2,718\dots$).

Рассмотренные выше методики не полностью учитывают статистическую совокупность других систем трещин горного массива. Это связано лишь с тем, что заранее на замерной станции невозможно определить число систем трещин n . Поэтому предлагаемые зависимости по определению числа замеров на съемочной станции в неполной мере обоснованы. Кроме того, здесь не решается вопрос размера станции наблюдения.

Г.И. Чухлов и В.М. Маслов [27] предлагают принимать размер станции наблюдения в соответствии с необходимым количеством замеров, т.е. съемку проводят до набора статистических совокупностей. Хотя в этом случае и решается в какой-то мере вопрос о размере станции с необходимым количеством замеров, но лишь для отдельно взятого участка горного массива. Поэтому предлагаемую методику неправомерно распространять на все месторождение.

Р.П. Окатов и Ф.К. Низаметдинов [10] обобщили различные мнения порядка семнадцати исследователей относительно необходимого и достаточного количества замеров элементов залегания трещин и предложили определять оптимальный шаг замера.

Приведенный анализ указывает как на несовершенство существующих методов замеров элементов залегания трещин по

обоснованию достаточного и необходимого количества замеров на съемочной станции, так и размеров самой станции. Эти два взаимосвязанных вопроса требуют дальнейшего исследования. Однако с появлением новых электронно-лазерных технологий съемки горного массива, таких приборов, как 3D сканер, данный вопрос теряет свою актуальность.

Многие исследователи [1, 4 и др.] указывают на то, что горный массив обычно разбит различными поверхностями ослабления, по которым в определенных условиях может происходить сползание или обрушение пород на карьерах. При изучении структуры обычно ограничиваются лишь определением элементов залегания поверхностей ослаблений в отдельно взятой точке, не придавая значения горно-геометрическому анализу. В ряде случаев поверхности ослабления, в пределах даже отдельно взятых уступов, не представляют собой плоскость. Рассмотрим некоторые взгляды исследователей на вопрос изучения характера и формы распространения поверхностей ослаблений в горном массиве, а также существующие способы из съемок.

А.Е. Михайлов [19] отмечает, что изучение поверхности трещин позволяет собрать важные данные об их происхождении и рекомендует это делать путем зарисовок и фотографирования.

Г.Л. Фисенко [1] разделяет все поверхности ослабления в горном массиве, с учетом их характера, на ровные гладкие, неровные гладкие, ровные шероховатые и неровные шероховатые. Для некоторых типов пород в зависимости от их характера он приводит значения углов трения, которые могут быть использованы при расчетах устойчивости откосов. Кроме того, в работе рассматриваются методы выявления поверхностей ослабления в горном массиве при разведке карьерных полей. Дальнейшее изучение указанных вопросов, по нашему мнению, должно быть направлено на совершенствование классификации трещиноватости пород применительно к устойчивости откосов в карьерах, определение параметров, характера ослабленных поверхностей и методов их съемок.

М.В. Рац и С.Н. Черышов [20], рассматривая топографию трещин, указывают, что сюда входят характеристики формы трещин, поверхности их стенок и состав заполнителей. Трещины по форме разделяются на прямоугольные, криволинейные (изогнутые), волнистые, а по характеру поверхностей стенок выделяются гладкие, беспорядочно шероховатые и текстурные. К недостаткам их работ можно отнести то, что проводимые разделения поверхностей носят условный характер, а съемка поверхностей производится лишь горным компасом с соответствующими зарисовками.

Л. Мюллер [13], рассматривая факторы, влияющие на свойства горного массива, выделяет внешний вид стенок трещин: их форму, шероховатость и гладкость. Недостатки работы аналогичны вышеприведенным.

Выявлению и изучению неровностей поверхностей ослаблений горного массива, с целью их учета при решении вопросов устойчивости откосов на карьерах, посвящена работа А.П. Бадулина [28]. Для выявления поверхностей ослабления в горном массиве, при малой обнаженности карьерного поля, используются геофизические и инженерно-геологические методы исследования. Если карьерное поле вскрыто достаточно, то применяются инструментальные способы съемок поверхностей ослаблений (горный компас, Т-образное приспособление, стереофотограмметрическая и фотограмметрическая съемка и с помощью светодальномеров). Им использованы прогрессивные инструментальные способы съемок поверхностей ослаблений. Однако широкое применение их, ввиду громоздкости используемого оборудования и значительного объема полевых и особенно камеральных работ, затруднительно. Им установлено, что по конфигурации поверхности ослабления могут быть: ровные (изменения углов падения и простирание до 5°), волнистые (значительное отклонение углов падения и простирания до 25°), криволинейные (характеризуется различного вида кривизной) и ступенчатые. Однако предложенная квалификация поверхностей ослаблений не позволяет определить такие основные параметры, характеризующие их неровности, как глубина и длина изгибов.

К.В. Руппенейт в работе [29] приводит данные по изучению характера поверхностей изломов в лабораторных условиях, методику съемки поверхностей и их обработки, а также результаты исследований. Методика обработки результатов съемки поверхностей изломов горных пород была принята аналогичной методике обработки результатов съемки шероховатости стенок металлических пластин. Автор отмечает, что накопленный большой опыт по изучению поверхностей различных материалов в машиностроении, станкостроении может использоваться с некоторой корректировкой и при исследовании поверхностей ослаблений в горном массиве.

К недостаткам выполненной работы можно отнести то, что исследования проводились в лабораторных условиях и не рассмотрены поверхности горных пород в зависимости от размеров выступов, хотя подобные работы для различных материалов, применительно к области машиностроения, приведены в работе Н.Б. Демкина [30].

Б.К. Абрамов и В.Т. Сапожников в своих работах [18] приводят результаты лабораторных исследований прочностных свойства различных контактов горных пород, при этом отмечая, что сопротивление контактов сдвигу связано с крепостью породы и геометрической формой элементов шероховатости. При малой шероховатости угол трения уменьшается, достигая $6-10^\circ$, а при сильной шероховатости поверхностей он высок и стабилен. В работе высказана мысль, что прочность естественных шероховатых контактов можно определять с достаточной точностью для

решения практических задач «контрольным» углом трения по испытаниям искусственных контактов. Однако в натуральных условиях прежде всего необходимо произвести съемку шероховатости поверхностей, а затем выбирать «контрольный» угол трения.

При решении проблемы устойчивости бортов карьеров в трещиноватых породах В.Н. Попов [25] предлагает схему геометризации карьерного поля, где указывается лишь на необходимость изучения шероховатости поверхностей трещин. Практически же этот вопрос в работе не рассмотрен.

Ю.М. Карташов, Б.В. Матвеев, Г.В. Михнев, А.Б. Фадеев в работе [7] приводят обобщенные данные исследований по изучению различных контактов и прочностных свойств горных пород. Анализ приведенных данных показал, что для решения вопросов устойчивости откосов уступов, а в отдельных случаях и бортов карьеров, мало знать элементы залегания поверхностей ослабления пород, необходимы также сведения, характеризующие эти поверхности.

Большую работу по изучению трещиноватости пород прибортовых массивов на карьерах Казахстана в разные годы проводили такие ученые, как М.Л. Рудаков, И.И. Попов, А.Ж. Машанов, В.Н. Попов, Р.П. Окатов, П.С. Шпаков, А.П. Ли, А.М. Леонов, А.Т. Каймаков, О.Т. Токмурзин, М.Б. Нурпеисова, Ф.К. Низаметдинов, С.Г. Ожигин и другие.

Используемая на карьерах съемка геологической ситуации приборами «Телетоп» Цейса, базисно-редукционным тахеометром БРТ-006 и маркшейдерским дальномером ДИМ основана на полярном способе графического построения разреза борта и структуры слагающих его пород по измеренным углам наклона и расстояний на съемочные точки. Недостатками приведенного способа изучения структуры залегания пород являются: использование дальномера двойного изображения, требующего хороших условий визирования; конструктивная недоработка приборов (короткая базисная рейка) и другие косвенные способы определения элементов залегания слоев. Эти недостатки съемки устраняются использованием рисовального прибора, сконструированного А.С. Забродиным и Е.А. Аствацатуровым. Он представляет собой камеру, подобную фотографической, только изображение объекта не фотографируется, а зарисовывается на застекленной задней стенке камеры. Его недостатками невысокая точность документации геологических особенностей пород, слагающих борт, зависимость от освещенности борта, перевернутое изображение, неудобства обводки изображения на вертикальной стенке.

Фотографический способ съемки геологической документации на карьерах является одним из самых современных и перспективных для крупномасштабной геологической документации на карьерах. Для этого

используются упрощенные фотограмметрические способы с применением фотоаппарата типа «ФЭД» и «Зенит» и др.

Более широкое применение находит стереофото съемка бортов карьеров фототеодолитом «Photheo I9/1318» и фотокамерой УМКЮ/1318. Преимуществом фотограмметрического способа съемки перед вышеприведенными инструментальными являются: получение полной и достоверной информации о геологическом строении бортов и возможность документации больших участков карьеров, безопасность работ. Однако имеются и некоторые существенные недостатки, которые могут быть устранены при дальнейшем совершенствовании этого способа съемки.

В настоящее время научная маркшейдерско-геомеханическая школа Центрального Казахстана использует лазерно-цифровые технологии получения информации о состоянии прибортовых массивов на карьерах. Это стало возможным благодаря широкому внедрению 3D сканеров в маркшейдерско-геодезическую практику. Полученные цифровые модели прибортовых массивов карьеров позволяют определить элементы залегания поверхностей трещин, разрывных нарушений, а также пликативных нарушений.

Цифровые модели карьерных полей и их периодическое пополнение позволяют решать различные горно-геометрические задачи и использовать их результаты при планировании горных работ.

3.2.3 Методы моделирования карьерных откосов на эквивалентных материалах

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом возникают сложные физические процессы, исследование которых возможно только с использованием экспериментального метода моделирования. На практике успешно применяются: моделирование на эквивалентных материалах, поляризационно-оптический метод, центробежное и прочные песчано-гипсовые материалы [31, 32, 33].

В работе [32] приводится методика моделирования с помощью эквивалентных материалов с соблюдением условия механического подобия, разработанная Г.Н. Кузнецовым, и некоторые результаты моделирования поведения горного массива при подземной разработке месторождения полезных ископаемых. Приведенный опыт моделирования может использоваться при создании моделей карьерных откосов.

Моделирование карьерных откосов на эквивалентных материалах впервые целенаправленно стало производиться в Уральском филиале ВНИМИ В.Т. Сапожниковым [34]. Целью работ было определение соответствия расчетных показателей вогнутого, плоского и выпуклого

откосов фактическим, а также изучение формы поверхностей по которым происходит обрушение откосов.

Ю.С. Козлов и А.М. Мочалов [31] продолжили эти работы в лаборатории ВНИМИ. Ими разработана методика подбора и определения физико-механических характеристик искусственных смесей для моделирования предельного состояния откосов с различным положением слабых плоских поверхностей в горном массиве.

Для решения вопроса влияния горно-транспортного оборудования на устойчивость откосов выполнено моделирование на эквивалентных материалах А.М. Деминым [35] и М.Е. Певзнером [2]. Результаты их исследований показали, что этот фактор не оказывает своего решающего влияния.

В.Г. Зотеев и В.В. Комаров в своей работе [33] приводят результаты экспериментов, выполненных на моделях из прочных песчано-гипсовых образцов, с целью получения дополнительной информации о характере деформирования слоистых откосов блочного строения. Ими установлено, что процесс выколаживания – это процесс обрушения, а сдвиг отколовшейся части массива блоков – лишь признак и инициатор этого процесса.

В институте ВИОГЕМ [37] успешно используется поляризационно-оптический метод моделирования изотропных откосов для установления его напряженного состояния и выявления в откосе формы поверхности скольжения призмы возможного обрушения.

Анализ публикаций по выбору метода моделирования свидетельствует о возможности изучения на моделях из эквивалентных материалов механизма деформирования откосов с пликативными нарушениями и влияния параметров складчатой структуры для разработки расчетных схем устойчивости откосов.

3.2.4 Методы расчета и оценки устойчивости карьерных откосов

Сложность горно-геологических и горно-технических условий открытых разработок привела к развитию различных методов расчета и оценки для успешного решения проблемы устойчивости карьерных откосов.

В настоящее время при расчетах устойчивости карьерных откосов широкое применение получили способы расчета, основанные на теории предельного равновесия. Ранее этот метод расчета рассматривался в работах Л.Н. Бернацкого, Н.В. Орнатского, В. Феллениуса, М.Н. Гольдштейна, Г.М. Шахумянца, Н.И. Маслова, Ю.И. Малюшицкого, Г.Л. Фисенко, Н.А. Цытовича, Н.Н. Куваева, В.И. Будкова, Э.Л. Галустьяна, В.И. Пушкарева и других исследователей.

В основополагающей работе [1] Г.Л. Фисенко анализирует существующие к тому времени методы расчетов устойчивости откосов, приводит их классификацию, в которой в качестве основного признака принята форма поверхности скольжения.

М.Е. Певзнер [2] указывает, что к настоящему времени учеными разработано около 100 способов и приемов расчета устойчивости свободных откосов и предлагает анализ методов расчета устойчивости откосов делать на основе двух групп критериев: общих и частных. Общие критерии базируются на строгой математической основе для отыскания общего способа решения основных инженерных задач, а частные – на определенных допущениях согласно горно-геологическим условиям и способу расчета.

Проведенный институтом ВИОГЕМ [37] анализ свидетельствует о существовании более 120 методов расчета устойчивости откосов. В настоящее время число их значительно возросло. Многообразие методов расчета привело к необходимости их классификации по условиям применения, предложенным в работах Г.Л. Фисенко и М.Е. Певзнера.

Большую работу провели в КарГТУ (КарПТИ) проф. И.И. Попов, П.С. Шпаков, Г.Г. Поклад [11, 38] по обоснованию геомеханических моделей и расчетных схем горного массива, соответствующих определенным горно-геологическим и горно-техническим условиям разработки месторождений, а также по разработке численно-аналитического способа расчета параметров устойчивых карьерных откосов на базе использования ЭВМ.

В своей работе Г.Л. Фисенко [1] приводит слова академика А.П. Германа по поводу методов расчета: «...практическая ценность должна быть призвана за тем методом, который учитывает естественные условия залегания пород и в то же время дает эффективные способы расчета».

Р.Р. Чугаев [39] отмечает, что практическая приемлемость того или иного способа расчета, основанного на различных допущениях, может быть установлена только на основании сопоставления его с данными опыта, практики или сравнения с другим способом.

В настоящее время разработано множество расчетных схем, учитывающих поверхности ослабления в горном массиве, которыми могут быть трещины отдельностей большого протяжения, поверхности сместителей тектонических нарушений, контакты напластований пород. К ним относятся работы Г.Л. Фисенко, Н.Н. Куваева, Л.В. Савкова, И.И. Попова, В.Н. Попова, Д.Н. Кима, В.Т. Сапожникова, Э.Л. Галустьяна, Р.П. Окатова, В.В. Комарова, П.С. Шпакова, Б.В. Несмеянова, И.Д. Мячиковой, Г.И. Черного и других авторов. Существующие схемы расчета устойчивости откосов, уступов и бортов карьеров учитывают

практически все возможности случаи сочетания плоских поверхностей ослабления, образующих призму возможного обрушения.

В работах Б.К. Абрамова и В.Т. Сапожникова [18, 34] рассмотрены способы расчета устойчивости откосов с пологопадающими в сторону выемки слоями и для откосов пологого и наклонного залегания рассматривали также А.М. Мочалов, П.Д. Мячикова, В.Г. Зотеев, Р.П. Окатов.

Ряд авторов Л.В. Савков [59], В.Н. Попов [25], Д.Н. Ким [26], В.Т. Сапожников [34], Э.Л. Галустьян [3], Р.П. Окатов [4], В.В. Комаров и П.С. Шпаков дают решения по определению высоты устойчивого откоса уступа, подсеченного диагональными трещинами, образующими клин сползания. При этом поверхности ослаблений принимаются плоскими, хотя в практике чаще всего этого и не бывает.

При рассмотрении устойчивости откосов со сложными поверхностями ослаблений Г.Л. Фисенко [1] рекомендует использовать графический способ расчета.

Некоторые попытки учета неровностей поверхностей скольжения в расчетных схемах устойчивости приведены в работе Г.И. Черного [40]. Причем предлагаемые формулы по определению параметров откосов и их оценки не доведены до логического конца.

Р.П. Окатов в работе [4] указывает, что если в массиве горных пород залегает несколько поверхностей ослаблений с различными прочностными характеристиками по ним, то расчет устойчивости откосов необходимо вести с учетом этих различных характеристик, не усредняя их.

Обобщая вышеизложенное о методах расчета устойчивости анизотропных откосов следует отметить, что в расчетных схемах слабо находят свое отражение параметры пликтивных нарушений. В практике же встречаются случаи, когда поверхности ослабления имеют неровную, извилистую и волнообразную форму, связанную с пликтивным характером нарушений поверхностей ослаблений, что, видимо, изменяет соотношение сдвигающих и удерживающих сил, поэтому коэффициент устойчивости откоса может быть иным. Кроме этого при обработке массовых замеров элементов залегания поверхностей ослаблений, установлено, что происходит сглаживание всех ее складок (неровностей) в плоскость. Это возникает тогда, когда в систему объединяют все единичные замеры с отклонением от их центра на угол $\pm 15^\circ$. Отсюда возникает вопрос о допустимой величине указанных значений, когда можно в расчетных схемах поверхность скольжения принять за плоскость, разработке расчетных схем устойчивости откосов с пликтивными нарушениями.

3.2.5 Мероприятия по обеспечению устойчивости стационарных откосов уступов и бортов карьеров

Обеспечение устойчивости стационарных откосов уступов и бортов карьеров с обоснованными параметрами возможно при соблюдении основных мероприятий:

– ведение буровзрывных работ в приконтурной, используя специальные технологические схемы заоткоски, исходя из конкретной горно-геологической ситуации;

– применение искусственных способов укрепления откосов при возникающей острой необходимости.

Изучением этих вопросов занимались и продолжают заниматься ученые Российской Федерации: С.И. Попов, Г.Л. Фисенко, Ю.И. Туринцев, Э.Л. Галустьян, В.И. Зобнин, В.Н. Попов, Б.В. Несмеянов и другие, а также ученые Республики Казахстан: И.И. Попов, Р.П. Окатов, П.С. Шпаков, Ф.К. Низаметдинов, В.И. Романов и другие.

При этом отмечают, что для установления характера деформирования горного массива от действия массовых взрывов используют меру сейсмической опасности, который впервые предложил М.А. Садовский [41].

При производстве промышленных взрывов снижаются прочностные свойства горного массива. Исследованию и количественной оценке происходящих при этом явлений посвящены работы С.И. Попова [42], Ю.И. Туринцева [43] и других исследователей. Учет влияния взрывных работ при оценке устойчивости откосов предлагается осуществлять за счет использования в расчетах прочностных характеристик, присущих породам после взрыва. Рекомендуются формулы по определению коэффициента запаса устойчивости в зависимости от расстояния до места взрыва и количества взрываемого вещества. Отмечается, что взрывные работы влияют в основном на устойчивость уступов, а не на состояние борта карьера в целом.

Одной из основных мер по предупреждению деформаций уступов и бортов карьеров является выбор оптимальных для конкретных условий параметров буровзрывных работ в приконтурной зоне и своевременный переход на специальную технологию ведения горных работ и заоткоски уступов.

По этим работам практика открытых горных работ накопила большой опыт. Однако надо отметить, что единой рекомендации по обработке приконтурных лент и заоткоске уступов нет и быть не может. Эти вопросы в конкретных горно-геологических условиях требуют своего индивидуального решения.

С.И. Попов [42] предлагает для уменьшения зоны заколов в приконтурной полосе переходить на взрывание скважин малого диаметра.

А.Г. Сисин [44] отмечает, что существенное влияние на деформирование горного массива оказывает угол наклона скважин. В.Г. Улыбин [45] за основу предлагаемой им специальной технологии обработки приконтурных лент и заоткоски уступов принимает контурное взрывание.

Многие исследователи [3, 4, 38] отмечают эффективность применения предварительной щели при заоткоске уступов на проектном контуре, что подтверждается лабораторными и промышленными экспериментами. Установлено, что наиболее качественная заоткоска уступов получается при создании предварительной щели до подхода горных работ к проектному контуру порядка 40-50 м.

В работах [3, 38 и др.] предлагаются формулы по определению величины заряда в скважинах предварительной щели. Но, как показывает практика, полученные по предложенным формулам параметры буровзрывных работ требуют экспериментальной проверки.

В работе Б.В. Несмеянова [36] делается упор на проведение заоткосных работ при постановке откосов уступов на проектных контурах, также анализ литературных источников и данные практики показывают, что необходимо дальнейшее совершенствование заоткосных работ на проектном контуре карьеров, проведение промышленно-экспериментальных взрывов с целью уточнения необходимого количества ВВ в отбойных и заоткосных скважинах и уточнения расстояния между скважинами в зависимости от структурно-тектонических особенностей горного массива, свойств пород и диаметра скважин, применяемых при заоткосных работах.

В практике разработки месторождений открытым способом находят все большее применение искусственные способы укрепления откосов, которые используются как методы локализации предупреждения деформаций, они позволяют, во-первых, обеспечить нормальные условия работы в карьере, во-вторых, сократить объемы вскрыши за счет более крутых углов наклона стационарных уступов и бортов карьеров. В данном случае открытые горные выработки рассматриваются как инженерные сооружения. Искусственному укреплению этих сооружений посвящены работы Г.Л. Фисенко, М.А. Ревазова, Э.Л. Галустьяна [46], В.И. Зобнина, Ю.И. Туринцева, Б.Д. Половова, Б.П. Голубко [47], М.Е. Певзнера [2], Ф.К. Низаметдинова [48] и других.

В работе Г.Л. Фисенко, М.А. Ревазова, Э.Л. Галустьяна [46] изложены способы укрепления берм и уступов, поставленных в предельное положение, приведены методы расчета параметров укрепления и опыт укрепления неустойчивых участков на ряде карьеров. Практика подтверждает техническую возможность и экономическую целесообразность повышения устойчивости откосов в карьерах за счет этих мероприятий.

В.И. Зобнина, Ю.И. Туринцева, Б.Д. Половова, Б.П. Голубко [47] приводят обобщающие результаты по искусственному укреплению пород на Уральских меднорудных карьерах, при этом отмечают, что внедрение способов укрепления откосов повышает рентабельность производства и безопасность горных работ в карьерах.

На карьерах Казахстана [48] успешно использовались способы укрепления глинистых откосов верхних горизонтов с помощью контрфорсов, локальных участков скальных пород с помощью железобетонных свай и др.

3.2.6 Инструментальный контроль за состоянием прибортовых массивов на карьерах

В настоящее время на открытых разработках одной из важнейших задач является инструментальный контроль за состоянием прибортовых массивов. Это связано со значительным объемом ведения горных работ открытым способом, при котором происходят различного рода локальные деформации откосов уступов и бортов.

Основные требования к производству маркшейдерских наблюдений за состоянием откосов на карьерах отражены в инструкции ВНИМИ [49], где приведены виды наблюдений, такие как: систематическое визуальное обследование откосов; упрощенные кратковременные маркшейдерские наблюдения при деформации откосов на отдельных участках; высокоточные инструментальные наблюдения по профильным линиям; съемки с целью паспортизации уже проявившихся оползней и обрушений уступов и систематический маркшейдерский контроль за соблюдением проектных откосов уступов.

Рекомендуемые инструкцией [58] и, как правильно отмечено в работе [35], способы наблюдений за местными деформациями откосов требуют присутствия людей в опасных зонах и трудоемки в исполнении. Они не позволяют обеспечить необходимый объем, объективность и своевременность документирования нарушений прибортовых массивов.

В работе [50] Уральской школы геомехаников, возглавляемой Туринцевым Ю.И., рассматриваются 12 способов маркшейдерского контроля за состоянием прибортовых массивов. Отмечается, что приоритетными способами наблюдений, на основе анализа показателя значимости, являются: определение относительных смещений контрольных пунктов автоматически измерительными приборами с дистанционной передачей информации; геометрическое нивелирование и гидронивелирование; плановая и пространственная трилатерация, измерение расстояний по профильным линиям светодальномерами; наклономерные измерения по профильным линиям; специальная наземная

фототеодолитная съемка. В приведенных методах присутствует трудоемкая работа, связанная с большим объемом закладки реперов на бермах и установки на них маркшейдерских приборов.

Заслуживает внимания разработанный в институте ВИОГЕМ [37] метод безреперного определения векторов сдвижения с помощью аэрофотограмметрии для последующего определения по ним поверхности скольжения деформирующих массивов. Этот метод позволяет отказаться от большого объема громоздких инструментальных наблюдений и значительно упрощать полевые и камеральные работы. Однако данный способ, как показывает его анализ, имеет среднеквадратическую погрешность определения положения точек в плане $M_x, y = 480$ мм, а по высоте $M_H=300$ мм, при дальности объектов съемки до 1900 м и может изменяться в зависимости от расстояния до объекта съемки (таблица 13 [37]).

Таблица 3.2 – Предприятия с системой наблюдательных станций

Карьер (разрез)	Кол-во набл. станций	Карьер (разрез)	Кол-во набл. станций
Ушкатын III	5	Конырат	3
Дальнезападный 1	6	Васильковский (проект)	3
Дальнезападный 2	9	Варваринский центральный	3
Западный	3	Чиганакский 1	7
Жомарт	3	Чиганакский 2	3
Тур	5	Алпыс	3
Восточный камыс	5	Абыз	3
Шубаркольский центральный	7	Космурун	3
Шубаркольский западный	1	Акчий Спасский	2
Молодежный	4	Малый Спасский	2
Николаевский	4	Акжалский	3
Куу-Чекинский	4	Богатырь	1
Каражера	4	Саяк	2
Соколовский	10	Тастау	2
Сарбайский	15	Итауз	1
Качарский	16	Золоотвалы (Топарской) ГРЭС	8

В работе [51] А.Г. Григоренко рассматриваются основные методы определения оползневых смещений: триангуляция (трилатерация), геодезические засечки (прямые, обратные, боковые), полигонометрия,

створный, стереофотограмметрия, геометрическое и тригонометрическое нивелирование, которые используются на поверхности оползневого склона.

Большая работа в этом направлении проводилась и проводится в Казахстане сотрудниками КарГТУ: И.И. Поповым, Р.П. Окатовым, Е.В. Баклановым, Ф.К. Низаметдиновым, С.Г. Ожигиным, С.Б. Ожигиной [52, 53] и др. Для передачи высотной отметки с одного уступа на другой уступ Баклановым Е.В. разработана нивелирная насадка [54], одеваемая на оправу объектива нивелира. Кроме того, апробированы и другие традиционные способы инструментальных наблюдений по профильным линиям с применением светодальномеров и фотограмметрической съемки, которые могут быть использованы в обычных карьерных условиях. При этом основной упор делается на внедрение прогрессивных технологий, с применением электронных тахеометров и 3D сканеров.

На сегодня системы мониторинга устойчивости карьерных откосов созданы на более 20 месторождениях Казахстана (таблица 3.2).

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД И ПОРОДНЫХ КОНТАКТОВ

Рациональная разработка месторождений полезных ископаемых предполагает полноту извлечения запасов при выполнении минимальных объемов вскрышных работ с геомеханическим обоснованием необходимой степени устойчивости горного массива. Основной исходной информацией являются геологическая изученность месторождения, знание величин показателей физико-механических и прочностных свойств горных пород и породных контактов, а также элементов залегания структурно-тектонических особенностей горного массива и трещин горных пород, что позволяет определить напряженное состояние массива в процессе отработки. Основными показателями прочностных свойств горных пород являются: плотность γ , сопротивление на сжатие $\sigma_{ж}$ и разрыв $\sigma_{р}$, сцепление K и угол внутреннего трения ρ , а также породных контактов сцепление K' и угол трения ρ' [1, 10].

На практике, в основном, используется лабораторный способ исследований физико-механических свойств горных пород на образцах, изготовленных из кернов геолого-разведочных скважин [1, 7, 10, 11]. В особо ответственных случаях геомеханической оценки состояния горного массива проводятся натурные испытания [4, 5]. При этом не надо забывать об изучении прочностных свойств породных контактов.

4.1 Методика отбора проб горных пород для лабораторных исследований

Отбор проб горных пород, в том числе и полезного ископаемого, производится с целью лабораторного определения показателей физико-механических свойств, существенно влияющих на инженерно-геологические условия вскрытия и эксплуатации месторождений.

Лабораторные испытания физико-механических свойств горных пород подразделяются:

- на анализы проб с сокращенным комплексом определений, включающем прочность на сжатие и растяжение, объемный вес, влажность, размокание (для глинистых разностей полускальных пород);

- на анализы проб по полному комплексу, в который входят, кроме того, петрографический состав, удельный вес, коэффициент крепости по Протодьяконову М.М., модуль упругости Юнга, коэффициент Пуассона, сцепление и угол внутреннего трения;

- на специальные виды анализов – характеристики ползучести, длительная прочность, удельная теплоемкость, тепло- и

температуропроводность, абразивность, сопротивление изгибу, морозостойкость.

При проектировании геолого-разведочных работ определяют объемы опробования и комплексы лабораторных исследований, обеспечивающие изучение физико-механических свойств горных пород с детальностью, отвечающей требованиям этапа разведки. При этом учитывают степень изученности горных пород на предыдущих этапах геологической разведки. На объемы опробования оказывают влияние размеры месторождения, сложность его геологического строения и инженерно-геологических условий, литолого-петрографический состав пород, а также глубина залегания полезного ископаемого.

При предварительной и детальной разведке месторождения сеть опробования пород на физико-механические свойства должна обеспечить достаточную надежность усреднения определяемых показателей, а также определение вариации и изменчивости этих свойств по площади и на глубину.

Материалы исследований, проведенные при предварительной разведке, служат для технико-экономического обоснования (ТЭО) освоения месторождения и постановки детальных геологоразведочных работ. Полученные при детальной разведке результаты изучения инженерно-геологических условий месторождения являются обоснованием технического проектирования горного предприятия.

При намечаемом открытом способе разработки месторождения керновые пробы отбирают из каждой петрографической разности, включая рудные тела, в количестве 2-3 проб в случае однородных пород и 4-6 проб – неоднородных (по каждой опробуемой скважине).

Ориентировочно число опробовательских скважин на 1 км^2 карьерного поля составляет 2-3 при простых и средней сложности инженерно-геологических условиях и 3-5 скважин – при сложных условиях (типизации месторождений по сложности инженерно-геологических условий их разработки принята по «Инструкции по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых при их разведке»).

Расположение опробуемых скважин должно быть таково, чтобы изучить физико-механические свойства пород в местах проектируемых бортов карьера и выездных траншей, а также равномерно изучить свойства пород по площади месторождения, особенно при сильной изменчивости петрографического состава.

При разведке месторождения горными выработками (канавами, шурфами, квершлагами, разведочными шахтами) штучные пробы для изучения физико-механических свойств отбирают примерно в том же количестве и в тех же местах, что и при бурении скважин. При наличии на месторождении разведочных скважин или эксплуатационных горных

выработок часть представительных проб на физико-механические испытания отбирают в виде монолитов из горных выработок для сопоставления и подтверждения достоверности результатов испытаний по керновым пробам.

При намечаемом подземном способе разработки месторождения пробы на физико-механические испытания отбирают из висячего и лежащего боков рудных залежей, а также из самих рудных тел. Кроме того, отбирают пробы из пород, по которым будут проходиться капитальные и подготовительные горные выработки (стволы, штреки, квершлаг и т.д.)

Особо обращают внимание на отбор проб из зон тектонических нарушений, где породы могут быть ослаблены и неустойчивы в будущих горных выработках. Опробованию подлежат все пересеченные скважиной литологические слои мощностью больше 1 м. При наличии мощных однородных слоев пород пробы отбирают с интервалом в 5-10 м.

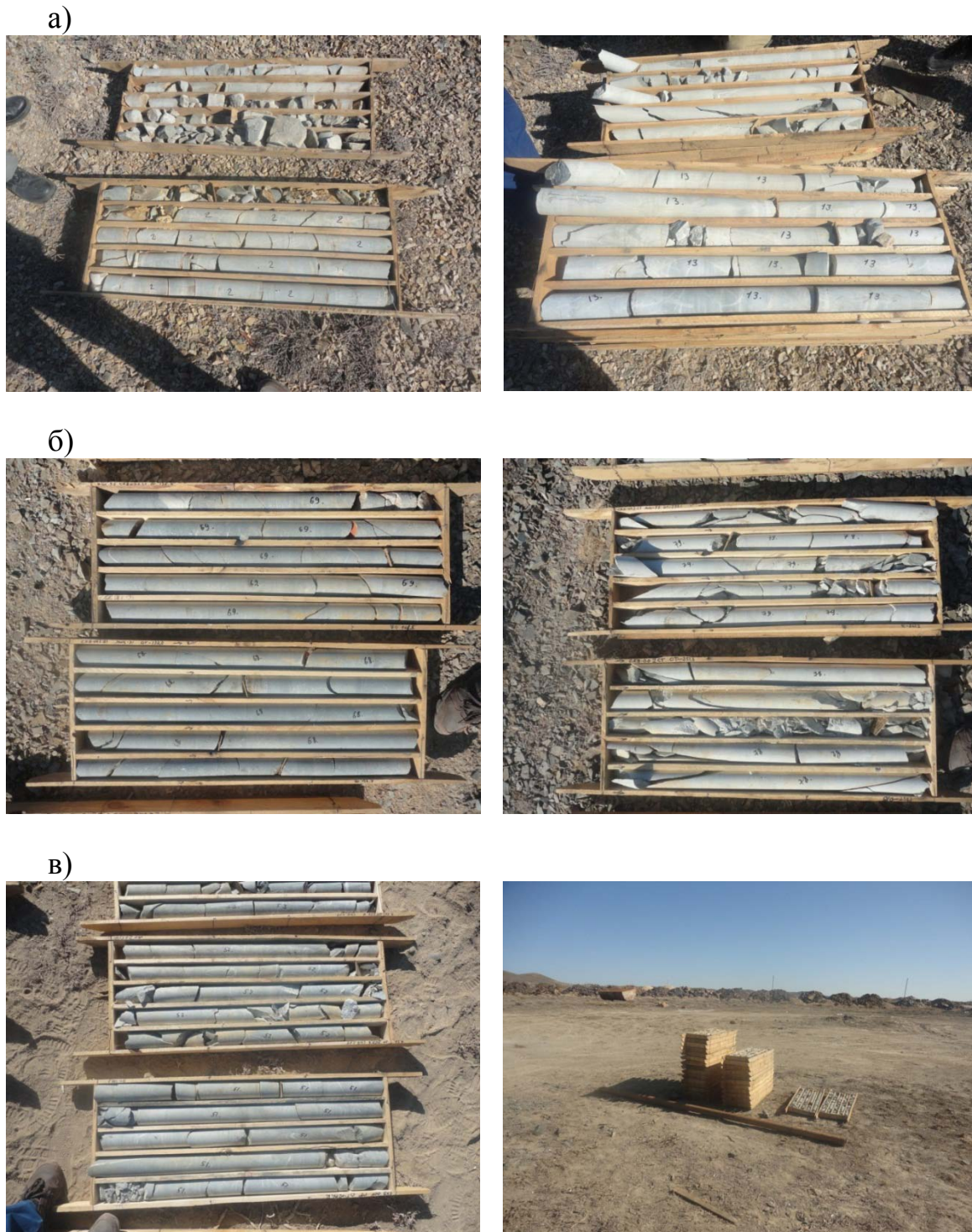
В связи с многообразием геологического строения рудных месторождений и многочисленностью факторов, влияющих на инженерно-геологические условия их разработки, определение необходимого и достаточного объема опробования горных пород на физико-механические свойства является довольно сложной задачей. Согласование объемов и мест опробования при проектировании этапа геологоразведочных работ с лабораторией нерудных полезных ископаемых и инженерно-геологических исследований в какой-то мере будет способствовать успешному решению этой задачи.

Пробы на физико-механические испытания отбирают из буровых кернов и штуфов горной породы одной литологической разности. Недопустимо включать в одну пробу различающиеся по литологическому и петрографическому составу породы (рисунок 4.1).

Для проведения испытаний по ГОСТ 21153-75 в пробу следует отбирать керны диаметров 40-50 мм; при наличии кернов большего или меньшего диаметра испытания проводят нестандартными методами.

Длина отдельных кусков керна в пробе должна быть не менее 10-15 см, не считая сколов у торцов, а их общая длина должна обеспечить изготовление не менее 10 образцов на каждый вид испытаний. Для сокращенного комплекса физико-механических испытаний проба должна содержать 1,5-1,7 м керна, для полного комплекса – не менее 3,0 м керна. Недопустимо раскалывать керны вдоль оси, т.к. для физико-механических испытаний обломки кернов совершенно непригодны.

Из рудных интервалов, подлежащих опробованию на химические анализы, сначала отбирают пробы на физико-механические свойства. После проведения испытаний материал проб может быть возвращен заказчику. Возврат рудных проб оговаривается в заказе.



а – керны из скважины №1; б – керны из скважины №2
 для лабораторных исследований; в – керны из скважины №5
 Рисунок 4.1 – Керны для отбора проб на месторождении Пустынное:

Штуфные пробы из разведочных и эксплуатационных горных выработок отбирают размером не менее 20x20x20 см предпочтительно прямоугольной формы. Количество монолитов в пробе 3-4 шт. должно

обеспечить изготовление из них не менее 10 образцов на каждый вид испытания по ГОСТ 21153.2-75 и ГОСТ 21153.4-75. Монолиты не должны быть очень большими, так как ограниченные размеры камнерезного оборудования вынуждают обкалывать их, что получается иногда не совсем удачно, особенно при наличии скрытой трещиноватости. Обор проб монолитов желательно производить без применения ВВ для того, чтобы исключить появление в породе пробы искусственной трещиноватости или раскрытие залеченных трещин под воздействием взрыва.

Керновые и штуфные пробы из рудных месторождений, представленные, изверженными или метаморфическими, обычно весьма крепкими горными породами, при хранении в воздухе не изменяют свои физико-механические свойства, а поэтому консервации не подлежат.

Для длительного хранения консервируют пробы осадочных слабо метаморфизованных пород, которые на воздухе изменяют свою механическую прочность и физическое состояние – теряют влагу, растрескиваются и рассыпаются в дресву. Консервация таких проб производится следующим образом: куски керна и штуфы породы заворачивают в плотную бумагу, затем в два слоя марли, после чего их опускают несколько раз в расплавленный (не очень горячий) парафин, причем после каждого раза дают парафину застыть. Парафинирование проб производится сразу после извлечения кернов из скважины.

Для транспортировки проб в лабораторию их помещают либо в мешочки, либо в ящики, при этом керны плотно укладываются и забивают крышками, особенно при перевозках на большие расстояния. Консервированные пробы в ящиках пересыпают опилками.

Документирование, отправляемых проб в лабораторию, следующее:

- ведомость керновых проб с указанием номера скважины, номера проб и кусков керна, глубины и интервала отбора, мощности слоя и его литологического состава, даты отбора пробы. Для штуфных проб дают точную привязку – наименование выработки где отобрана проба, отметка горизонта, расстояние места отбора до рудного горизонта по вертикали и др.;

- этикетки в двух экземпляров для каждого столбика керна или штуфа горной породы, которые при условии консервации помещаются одна под консервирующий слой, другая наклеивается поверх парафина. Для проб, не подлежащих консервации, – одна этикетка в мешке, ящике, другая – снаружи;

- предварительный литологический разрез скважин в выбранном масштабе с указанием мест отбора пробы.

4.2 Лабораторные исследования физико-механических свойств горных пород

Лабораторные испытания физико-механических свойств горных пород производятся в специализированных лабораториях инженерно-геологических исследований. Одной из таких лабораторий является испытательный центр ТОО «Центргеоаналит» (г. Караганда). Испытания породных образцов выполняют для получения следующих показателей свойств горных пород:

- предел прочности при одноосном сжатии в сухом и водонасыщенном состоянии ($\sigma_{сж}$);
- предел прочности при одноосном растяжении в сухом и водонасыщенном состоянии (σ_p);
- предел прочности при срезе со сжатием под углами 30^0 , 45^0 в сухом и водонасыщенном состоянии ($\tau_{ср}$, $\sigma_{ср}$);
- плотность γ средняя объемная и истинная (удельная);
- пористость (n);
- водопоглощение (W_n);
- влажность (W);
- коэффициент Пуассона (ν);
- модуль Юнга (E);
- коэффициент анизотропии (A);
- модуль сдвига (G);
- модуль объемного сжатия (S);
- акустическая жесткость (Q).

4.2.1 Определение прочностных свойств горных пород

Прочностные (механические) свойства горных пород изучаются посредством испытаний образцов: на временное сопротивление одноосному сжатию и растяжению, на предел прочности на срез.

Отбор проб и общие требования при испытаниях выполняются в соответствии с ГОСТ 21153.0-75.

Определение предела прочности при одноосном сжатии производится по ГОСТ 21153.2-84. Сущность метода заключается в определении максимальной разрушающей силы ($P_{сж}$), приложенной к торцам образца правильной формы через стальные плоские плиты (рисунок 4.2).

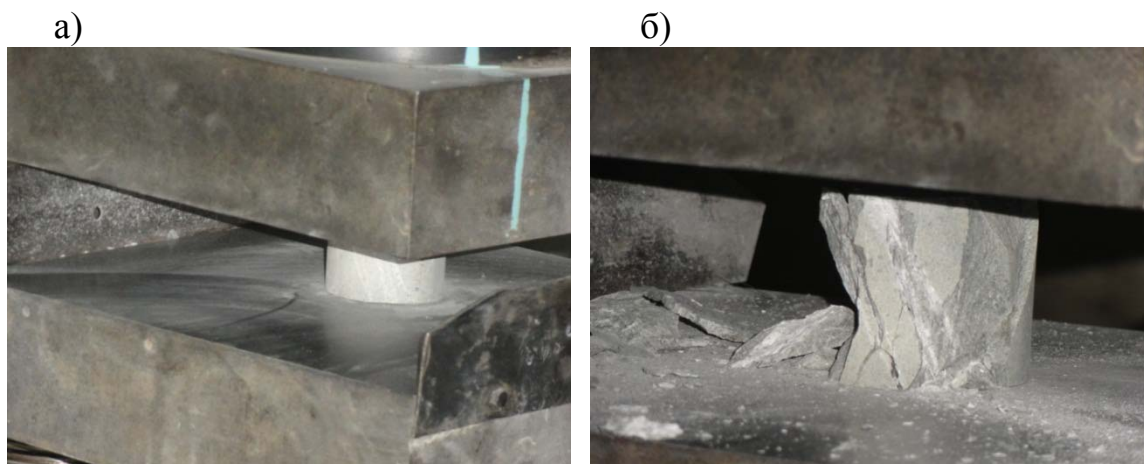


Рисунок 4.2 – Испытания пород на предел прочности при одноосном сжатии на прессе: а – образец до сжатия; б – образец после разрушения

Предел прочности горной породы при сжатии $\sigma_{сж}$ для каждого испытуемого образца вычисляется по формуле:

$$\sigma_{сж} = k_{\epsilon} \cdot \frac{P_{сж}}{F_0} \cdot 10, \quad \text{МПа}, \quad (4.1)$$

где $P_{сж}$ – общая максимальная нагрузка на образец в момент его разрушения, кН;

$F_0 = \frac{\pi}{4} \cdot d^2$ – начальная площадь поперечного сечения образца, см²;

d – диаметр образца, см;

k_{ϵ} – безразмерный коэффициент высоты образца, равный 1,00 при отношении высоты к диаметру $m = 2 \pm 0,5$. Для других значений отношения m коэффициент k_{ϵ} устанавливался по таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Определение безразмерного коэффициента k_{ϵ}

M	0,70	0,80	0,90	1,00	1,20	1,40	1,60	1,80	2,00
k_{ϵ}	0,68	0,72	0,76	0,80	0,86	0,90	0,94	0,97	1,00

Определение предела прочности породы при одноосном растяжении σ_p производится по ГОСТ 21153.3 – 85. Сущность метода заключается в определении максимальной разрушающей силы ($P_{рас}$), приложенной перпендикулярно к образующей цилиндрического образца породы, в результате чего в образце возникают растягивающие напряжения,

приводящие к его разрушению в плоскости продольного сечения (рисунок 4.3).

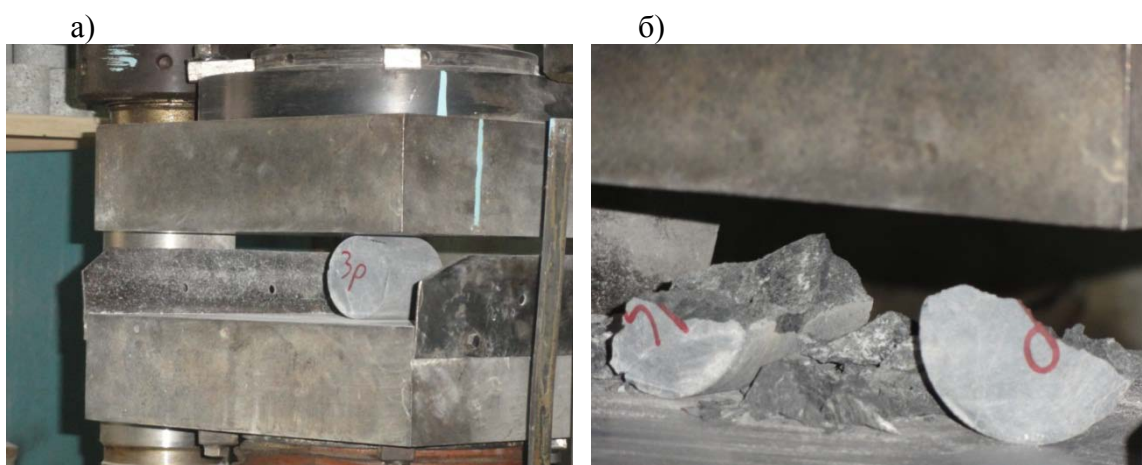
Предел прочности горной породы при одноосном растяжении (σ_p) определяется по формуле:

$$\sigma_p = \frac{P_{рас}}{d \cdot h} \cdot 10, \text{ МПа}, \quad (4.2)$$

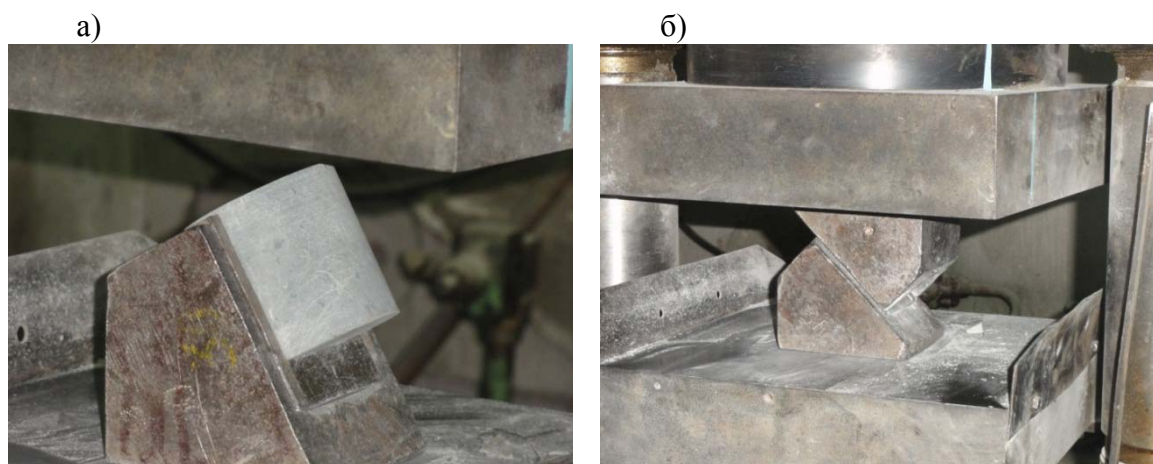
где $P_{рас}$ - максимальная нагрузка на образец, при которой произошел разрыв образца, кН;

d - диаметр образца, см;

h - высота образца, см.



а – образец до сжатия; б – образец после раскола
Рисунок 4.3 – Испытание пород на предел прочности при одноосном растяжении



а – образец в матрице; б – сдвиг образца внутри матрицы
Рисунок 4.4 – Подготовка матриц к испытанию пород на предел прочности при срезе со сжатием с помощью прессы

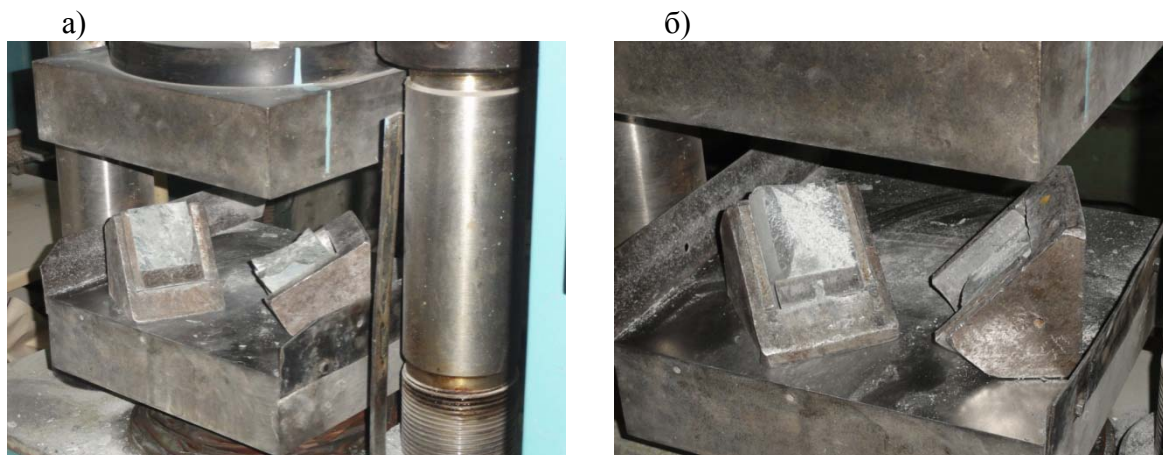


Рисунок 4.5 – Результаты испытания пород на предел прочности при срезе со сжатием

Определение предела прочности исследуемых пород при срезе со сжатием производится по ГОСТ 21153.5-88. Сущность метода заключается в определении максимального разрушающего касательного напряжения (P_{cp}) при действии на образец пород срезающих и нормальных сжимающих нагрузок в матрицах испытательного устройства (рисунки 4.4 – 4.5).

При этом, нормальное давление на плоскость среза (σ_{cp}) и предел прочности горной породы при срезе (τ_{cp}), соответствующий определенному нормальному давлению на плоскость среза, вычисляется по формулам:

$$\sigma_{cp} = \frac{P_{cp} \cdot \cos \alpha}{d \cdot h}, \text{ МПа,} \quad (4.3)$$

$$\tau_{cp} = \frac{P_{cp} \cdot \sin \alpha}{d \cdot h}, \text{ МПа,} \quad (4.4)$$

где P_{cp} – вертикальная, максимальная разрушающая сила, зафиксированная силоизмерителем прессы, кг;

α – угол между плоскостью среза и направлением действия силы, градус;

d – диаметр образца, см; h – высота образца, см.

Испытания горных пород на предел прочности при срезе со сжатием производится при углах наклона матриц – 30^0 и 45^0 .

Прочностные свойства пород определяются в двух состояниях: в сухом (естественном) и в водонасыщенном.

Образцы для этого изготавливаются из одного и того же монолита (пробы). Образцы породы, предназначенные для испытаний в сухом

(естественном) состоянии, подвергаются испытаниям непосредственно после их изготовления.

Образцы породы, предназначенные для испытаний в водонасыщенном состоянии, увлажняются до полного насыщения водой. Для этого образцы помещаются в чашку с дистиллированной водой так, чтобы они погружались в нее примерно на 1/3 высоты. Через 6 часов образцы заливаются водой до уровня их поверхности (не заливая их сверху). В таком состоянии они оставались до полного их насыщения водой в течение двух-трех суток. После чего их вынимали из воды, обтирали влажным полотенцем и подвергали испытаниям на прочностные свойства.

Для определения прочностных свойств горных пород производится от трех до десяти параллельных испытаний. За окончательный результат испытаний принимается среднее арифметическое значение результатов всех определений.

4.2.2 Определение физических свойств горных пород

Изучение физических свойств горных пород проводится по следующим параметрам: плотность средняя (объемная) и истинная, пористость, водопоглощение, влажность.

Лабораторные испытания определения физико-механических свойств горных пород выполняются по ГОСТ 8269.0-97.

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

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

$$\gamma = \frac{q}{V}, \text{ г/см}^3, \quad (4.5)$$

где q – масса образца, определяемая на технических весах с точностью до 0,01, г;

V – объем образца, определяемый методом гидростатического взвешивания, см³.

Для каждой пробы выполняются по 3-5 параллельных определения объемной плотности. За окончательный результат испытаний принимается среднее арифметическое значение всех определений.

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

$$\gamma_y = \frac{q_u}{V_u}, \text{ г/см}^3, \quad (4.6)$$

где q_u – масса измельченного образца (минеральная часть породы), г;
 V_u – объем измельченной породы (минеральная часть породы), см³.

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

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

$$n = 1 - \frac{\gamma}{\gamma_d} \cdot 100\%, \quad (4.7)$$

где γ - объемная плотность породы, г/см³;

γ_d - удельная плотность породы, г/см³.

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

$$W_n = \frac{q_s - q_c}{q_c} 100\%, \quad (4.8)$$

где q_c - масса образца в сухом состоянии, г;

q_s - масса образца в водонасыщенном состоянии, г.

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

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

Вычисление влажности породы производится по формуле:

$$W = \frac{q_2 - q_3}{q_3 - q_1} \cdot 100\%, \quad (4.9)$$

где q_1 – масса бюкса с крышкой, г;

q_2 – масса бюкса с крышкой и помещенной в него навеской горной породы (не менее 15г) до высушивания, г;

q_3 – масса бюкса с крышкой и помещенной в него навеской горной породы после высушивания, г.

4.2.3 Определение деформационных характеристик горных пород

Используя ультразвуковой метод определения можно найти следующие характеристики горных пород: коэффициент Пуассона, коэффициент анизотропии, модуль Юнга, сдвига, объемного сжатия, акустическая жесткость.

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

Обработка результатов измерений времени распространения продольных (t_p) и поперечных (t_s) волн выполняется автоматическим способом на ЭВМ [6].

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

$$V_p = \frac{l \cdot 10^3}{t_p - t_{pan}}; \quad (4.10)$$

$$V_s = \frac{l \cdot 10^3}{t_s - t_{san}}, \quad (4.11)$$

где l - расстояние между пьезодатчиками по оси прозвучивания, мм;
 t_p - время пробега упругого импульса продольной волны от получателя до приемника, мкс;
 t_{pan} - аппаратурная задержка импульса продольной волны, мкс;
 t_s - время пробега упругого импульса поперечной волны от излучателя до приемника, мкс;
 t_{san} - аппаратурная задержка импульса поперечной волны, мкс.

Вычисления производятся с точностью до 10 м/с.

За окончательный результат испытания образца принимается среднее арифметическое значение скорости распространения продольных или поперечных волн после пяти измерений в одном направлении, указанного в ГОСТ 21153.7.

Коэффициент вариации по пробе вычисляют:

$$V = \frac{\sqrt{\frac{\sum_1^n (V_i - \bar{V})^2}{n-1}}}{\bar{V}} \cdot 100, \% , \quad (4.12)$$

где V_i - скорость распространения продольных или поперечных колебаний в образце, м/с;

\bar{V} - средне арифметическое скорости распространения продольных или поперечных волн в пробе, м/с.

Вычисляется три скорости распространения упругих продольных или поперечных волн в трех взаимно перпендикулярных направлениях.

Коэффициентом Пуассона (модулем поперечной упругости) ν называется отношение относительной поперечной деформации к относительной продольной в упругой области:

$$\nu = \frac{2 - \left(\frac{v_p}{v_s}\right)^2}{2 - 2 \cdot \left(\frac{v_p}{v_s}\right)^2}, \quad (4.13)$$

где v_p - скорость распространения продольных волн, м/с;

v_s - скорость распространения поперечных волн, м/с.

Коэффициент анизотропии A определяется по формуле:

$$A = \frac{v_p^\perp}{v_p^\parallel}, \quad (4.14)$$

где v_p - скорость распространения продольных волн, м/с,

v_p^\perp - перпендикулярно слоистости,

v_p^\parallel - параллельно слоистости.

Модуль Юнга (модуль продольной упругости) E характеризует величину напряжения, которое необходимо приложить к деформируемому телу, чтобы его абсолютная деформация оказалась равной первоначальной длине. Модуль Юнга определяется по формуле:

$$E = v_p^2 \frac{(1+\nu) \cdot (1-2\nu)}{1-\nu} \cdot \gamma_k, \text{ ГПа}, \quad (4.15)$$

где v_p - скорость распространения продольных волн, м/с;

ν - коэффициент Пуассона;

γ_k - средняя плотность, кг/м³.

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

$$G = \frac{E}{2 \cdot (1 + \nu)}, \text{ ГПа,} \quad (4.16)$$

где E - модуль Юнга, ГПа;

ν - коэффициент Пуассона.

Модуль объёмного сжатия S – коэффициент пропорциональности между напряжением объёмного сжатия и относительным уменьшением объема образца породы, который определяется по формуле:

$$S = \frac{E}{3 \cdot (1 - 2\nu)}, \text{ ГПа,} \quad (4.17)$$

где E - модуль Юнга, ГПа;

ν - коэффициент Пуассона.

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

$$Q = \gamma_k \cdot v_p^{\max} \cdot 10^6, \text{ кг/м}^2\text{с,} \quad (4.18)$$

где γ_k – средняя плотность, г/см³,

v_p^{\max} – максимальная скорость распространения продольных волн, м/с.

4.2.4 Результаты лабораторных исследований горных пород

Сводные средние показатели физико-механических свойств горных пород месторождения «Пустынное» по скважинам, типам пород и глубины отбора приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Обобщенные физико-механические характеристики горных пород по глубине отбора по месторождению «Пустынное»

Тип пород	Глубина отбора, м	Предел прочности пород при одноосном, МПа		Средняя объёмная плотность γ , г/см ³	Сцепление k , МПа	Угол внутреннего трения ρ , градус
		сжатия $\sigma_{сж}$	растяжения $\sigma_{р}$			
1	2	3	4	5	6	7
Интервал отбора проб 0 - 50 м						
Песчаник	0,0-44,5	218,55	21,25	2,69	34,51	38,16

Окончание таблицы 4.2

1	2	3	4	5	6	7
Туфо-песчаник	10,0-15,0	161,8	15,9	2,66	35,76	31,38
Углистый песчаник	6,1-16,0	106,4	9,9	2,56	13	37,43
Серпентинит	28,0-33,0	135	11,6	2,66	22,39	36,39
Перидатит	33,0-38,0	114,8	10,6	2,67	22,24	36,54
Углистый алевролит	35,0-40,0	72,9	7	2,6	13,33	40,32
Известняки	45,0-55,0	149,7	14,1	2,69	28,71	39,48
Интервал отбора проб 50 - 100 м						
Известняки-песчаник	55,0-65,0	176,4	16,4	2,66	31,58	39,44
Туфо-песчаник	65,0 - 98,9	180,1	17,22	2,69	32,13	37,91
Песчаник	92,0 - 100,0	193,45	19,1	2,65	32,88	39,03
Интервал отбора проб 100 - 150 м						
Туфы	112,0-117,0	114,2	11	2,65	25,25	39,79
Туф кислого сост.	117,0-120,0	195,7	19,2	2,67	23,37	39,37
Андезит	120,0-127,0	153,6	15,2	2,67	25,49	39,72
Алевролит	148,0 - 176,0	112,75	11	2,72	16,14	39,32
Туфо-песчаник	132,0 - 160,0	180,5	17,05	2,68	38,52	35,88
Серпентинит	135,0-140,0	125,1	11,9	2,66	31,8	30,38
Серпентинит	140,0 - 159,8	45,55	4,25	2,52	9	32,7
Интервал отбора проб 150 - 200 м						
Алевролит	160,0-176,0	152,8	14,9	2,74	15,35	39,21
Андезит	180,0 - 210,0	188,93	18,53	2,69	36,94	37,98
Пилит	178,0-201,0	132,3	13,1	2,71	21,25	39,87
Песчаник	153,0 - 172,0	105,5	10,2	2,68	29,16	37,94
Алевропесчаник	182,0-186,0	100,4	10,1	2,69	24,81	35,01
Интервал отбора проб 200 - 250 м						
Андезит	200,0-255,0	162,5	16,28	2,73	28,96	37,51
Пилит	201,0-210,0	136,3	14,1	2,74	14,26	40,46
Туфо-песчаник	210,0-214,0	124,2	11,7	2,66	34,12	31,13
Интервал отбора проб 250 - 300 м						
Андезит	250,0-255,0	140,2	14,3	2,73	13,77	41,05
Туфо-песчаник	253,0-309,0	133,26	12,91	2,694	25,37	35,74
Пилит	260,0-264,0	135,1	14,05	2,76	12,51	42,07
Алевролит	282,6-302,0	161,4	15	2,735	28,94	35,26

4.3 Натурные испытания горных пород

Прочностные характеристики глинистых и полускальных пород можно определить в натуральных условиях путем проведения испытаний породных призм, нарезанных непосредственно в массиве [1, 4, 7, 8].

На практике могут быть использованы различные схемы натуральных испытаний породных призм на срез с использованием систем гидродомкратов (гидроподушек). Процесс нарезки призм осуществляется с помощью штыковых лопат, долотьев, перфораторов и зависит от типа испытываемых пород. Сдвиг подготовленной породной призмы производится оттарированными гидродомкратами. При сдвиге породной призмы по манометру гидродомкрата фиксируют максимальное усилие Q_{max} , возникающее при срезе, и минимальное Q_{min} , при её перемещении по поверхности сдвига. Замер линейных и угловых параметров призмы производится рулеткой и горным компасом.

При обработке результатов испытаний породных призм вычисляется площадь поверхности среза S , фактическое сдвигающее усилие Q_{max} и Q_{min} через коэффициент тарировки гидродомкрата и массу срезанной породной призмы P . Используя полученные данные полевых измерений и вычислений, находят касательные τ и нормальные σ_N напряжения и производят построение паспорта прочности пород, откуда графически определяют сцепление k и угол внутреннего трения ρ . В отдельных случаях значения k и ρ вычисляют непосредственно по данным натуральных испытаний [9].

На основе проведённого анализа существующих схем среза породных призм на карьерах выбраны наиболее распространенные схемы, приведенные ниже.

Схема испытаний породных призм путем плоского среза (рисунок 4.6) используется при нарезке призм на берме или земной поверхности с оконтуриванием её с четырёх сторон. При этом происходит плоский срез породной призмы, а возникающие напряжения вычисляются по формулам:

$$\sigma_N = \frac{P}{S} ; \quad \tau = \frac{Q_{max}}{S} , \quad (4.19)$$

где P – вес призмы, кг;

S – площадь поверхности сдвига, м²;

Q_{max} – максимальное сдвигающее усилие, Н.

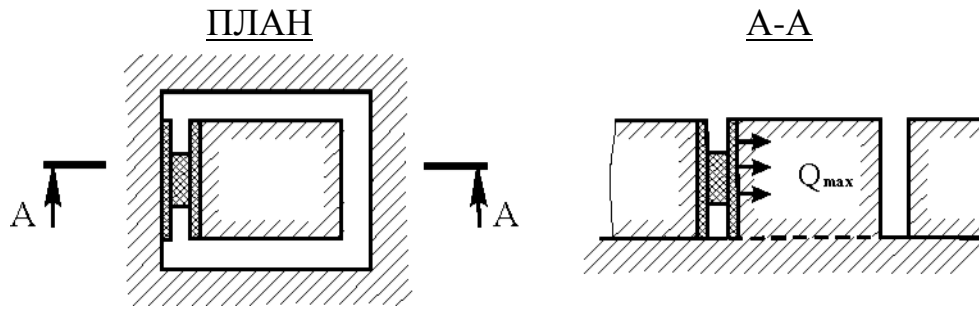


Рисунок 4.6 – Схема натуральных испытаний горных пород путем плоского среза

Недостаток данной схемы – неизменность нормальных напряжений по поверхности сдвига. Определяется лишь коэффициент сцепления породы через известную величину угла внутреннего трения по формуле:

$$k = \frac{Q_{\max} - P \cdot \operatorname{tg} \rho}{S}, \text{ МПа} . \quad (4.20)$$

Схема испытаний путем косоугольного среза (рисунок 4.7) применяется при нарезке породной призмы на дне шурфа или в основании откоса. При сдвиге происходит косоугольный срез, а напряжения по поверхности сдвига вычисляются по формулам

$$\sigma_N = \frac{(Q_{\max} \cdot \cos \beta + P \cdot \cos \delta)}{S}; \quad \tau = \frac{(Q_{\max} \cdot \sin \beta - P \cdot \sin \delta)}{S}. \quad (4.21)$$

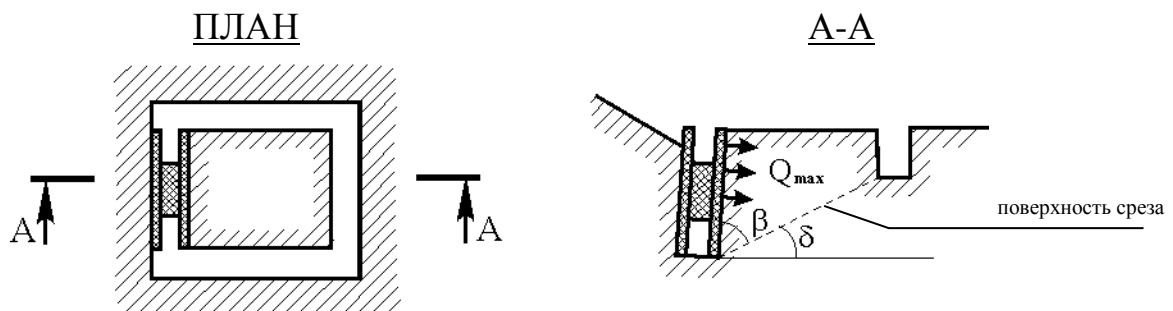


Рисунок 4.7 – Схема косоугольного среза породной призмы

Для данной схемы при известной величине угла внутреннего трения породы значение сцепления находится по формуле:

$$k = \frac{Q_{\max} \cdot \sin \beta - P \cdot \sin \delta}{S} - \left[\frac{(Q_{\max} \cdot \cos \beta + P \cdot \cos \delta)}{S} \right] \cdot \operatorname{tg} \rho, \text{ МПа} . \quad (4.22)$$

4.3.1 Результаты натуральных испытаний горных пород на срез

Используя основные схемы натуральных испытаний, проведены исследования глинистых пород прибортовых массивов карьеров на следующих месторождениях: Тургайское, Карагайлинское, Качарское, Алпысское, Топарское, Алексеевское, Чиганакское и Тургайское-бокситовое.

Фрагменты проведения натуральных испытаний породных призм на срез запечатлены на фотографиях (см. рисунок 4.8). Следует отметить, что процессе проведения испытаний наиболее трудоемкая часть работы заключается в нарезке породных призм. Однако с появлением алмазных дисков и портативных (переносных) станков для нарезки породных призм в массиве крепких пород диапазон проведения испытаний увеличивается. Если на Топарском и Алексеевском карьерах было проведено всего лишь 14 испытаний сдвигов породных призм, то уже на Тургайских – 40 испытаний, а на Чиганакском – 15 испытаний.

Таблица 4.3 – Результаты натуральных испытаний некоторых типов пород месторождений Казахстана

Наименование пород	Прочностные характеристики пород	
	Сцепление	угол внутреннего
	k , Мпа	ρ , градус
1	2	3
Топарское известняковое месторождение		
Глинистые отложения (четвертичка)	0,022	18
Глинистые отложения в теле оползня	0,010	15
Выветрелый глинистый сланец (красный)	0,056	26
Выветрелый глинистый сланец (желтый)	0,076	29
Алексеевское месторождение		
Глинистые отложения (четвертичка)	0,037	22
Углисто-глинистый сланец	0,052	26
Выветрелый глинистый сланец	0,042	23
Тургайское бокситовое месторождение		
Неогеновые гипсоносные глины	0,043	12
	0,0115	12
Пестроцветные глины	0,087	15
Пестроцветные огнеупорные глины	0,122	21
Бокситоподобные глины	0,127	18
По контакту	0,044	18
Подрудные глины (по контакту)	0,054	15
Подрудные глины	0,113	15

Окончание таблицы 4.3

1	2	3
Отвалы		
Гипсоносные, неогеновые песроцветные и бокситоподобные глины	0,038	12
Бокситоподобные, пестроокрашенные, надрудные и подрудные глины	0,041	12
Качарское месторождение железа		
Натурные: сдвиг призмы пород обратные расчеты	0,0104 0,0109	10° 20' -
Чиганакское месторождение борита		
Глинистые сланцы раскливажированные, выветрелые (контакт)	0,03	20
Глинистые сланцы раскливажированные, выветрелые (массив)	0,07	30
Яшмокварциты тонкоплитчатые трещиноватые (контакт)	0,04	22
Яшмокварциты тонкоплитчатые, полосчатые трещиноватые, пликативно нарушенные (контакт)	0,06	22
Яшмокварциты массивные, слаботрещиноватые (массив)	0,11	34
Глинистые сланцы раскливажированные (контакт)	0,02	20
Глинистые сланцы раскливажированные, пликативно нарушенные	0,07	30
Приконтактная зона уплотнения (глинистые сланцы, интенсивно перемятые до состояния тектонической глинки)	0,06	30
Яшмокварциты массивные, разбитые редкими трещинами (массив)	0,17	34

Значения показателя сцепления по данным испытаний пород уплотненного массива оказались более стабильными и по величине близкими к соответствующим показателям нетронутых пород в массиве ($k_{зар.} = 0,047$ МПа), что свидетельствует об упрочнении отсыпаемых пород в процессе осадки отвала во времени.

Кроме натуральных испытаний пород, обследованы участки оползней, получивших развитие в свежееотсыпанных откосах отвала. Хотя в большинстве случаев полностью отснять поверхность откоса отвала до и после обрушения не представлялось возможным, практически повсеместно удалось замерить высоту вертикального откоса H_{90} , которая составила в среднем (по 12 замерам) 1,45 м.

Поскольку значение угла внутреннего трения достаточно надежно получено по данным натуральных и лабораторных испытаний, можно определить величину сцепления отвальных пород k из формулы для определения H_{90} . При $H = 1,45$ м, $\rho = 10^\circ 20'$ величина сцепления

отвальных пород $k = 0,0109$ МПа, т.е. практически совпала с его значением, полученным по данным натуральных испытаний (таблица 4.3).

Сопоставляя с результатами лабораторных испытаний, можно сделать вывод о том, что значения угла внутреннего трения по различным видам испытаний колеблются в небольших пределах, что свидетельствует о высокой надежности определения данного показателя. Найденные величины сцепления пород на приборе ПГС (0,013 МПа) ближе соответствуют натурным определениям, а лабораторные испытания на приборе П10-С дают значения сцепления в 2,5 раза больше (0,026 МПа), по сравнению с натурными испытаниями. Отсюда следует, что данные лабораторных испытаний пород могут быть использованы лишь при назначении расчетного показателя угла внутреннего трения ρ , а величина сцепления подлежит обязательному контролю, может определяться на основе обратных расчетов оползней и обрушений и уточняться натурными испытаниями на сдвиг породных призм в теле отвала.

Для определения оптимальных параметров устойчивых бортов карьеров №1, №2 Чиганакского месторождения барита (стадия промышленной разработки) в апреле 2003 года выполнены натурные исследования прочности глинистых сланцев и яшмокварцитов, которые наиболее распространены в прибортовых массивах карьера. Натурные испытания пород заключались в нарезке породных призм на рабочих площадках карьера №1 и их сдвиге с помощью гидродомкрата.

На карьере №1 Чиганакского месторождения использовались две схемы нарезки породных призм: для плоского и косого среза .

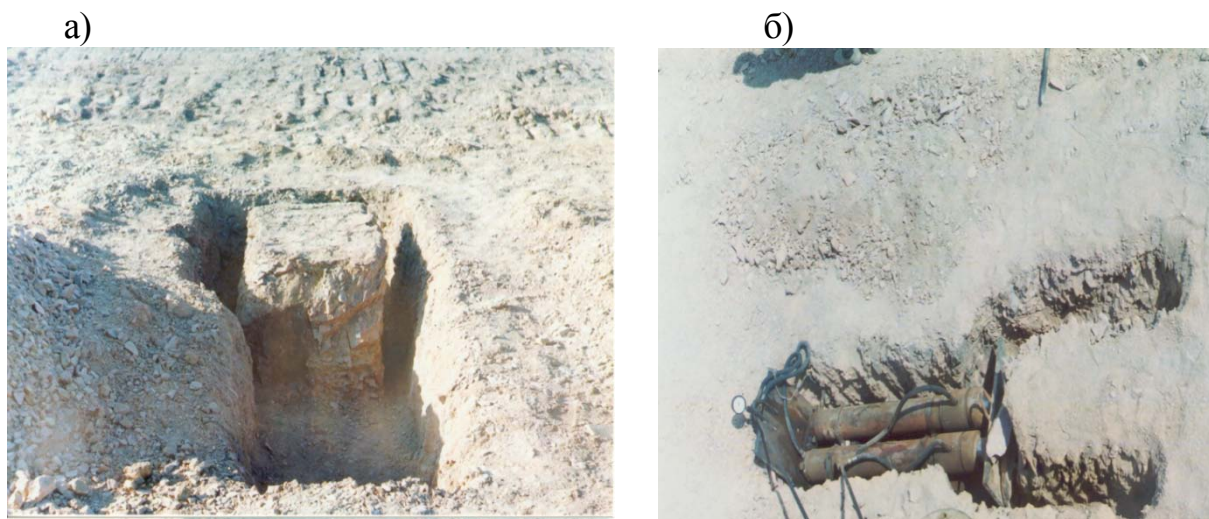
Нарезка породных призм осуществлялась буровым станком типа БТС-150, окончательное их оформление выполнялось с использованием штыковых лопат, ломов и т.п. (рисунок 4.8).

Сдвиг подготовленной породной призмы осуществлялся гидромкратом, подключенным к гидравлической системе бурового станка (рисунок 4.9). Гидродомкрат, снабженный манометром, сконструирован из двух соединенных между собой гидравлических стоек (рисунок 4.9 а). Создание давления в гидравлической системе стоек осуществлялось гидравлической системой работающего БТС-150. При этом по манометру фиксировалось максимальное усилие Q_{\max} , соответствующее срезу породной призмы, и минимальное Q_{\min} , необходимое для преодоления силы трения при перемещении призмы. Замер линейных и угловых параметров сдвинутой породной призмы осуществлялся рулеткой и горным компасом. После сдвига породной призмы отбирались пробы для определения плотности и влажности пород.

При обработке результатов испытаний породных призм вычисляются: площадь поверхности среза S , фактические сдвигающие усилия Q_{\max} , Q_{\min} и масса срезанной породной призмы G . Из результатов

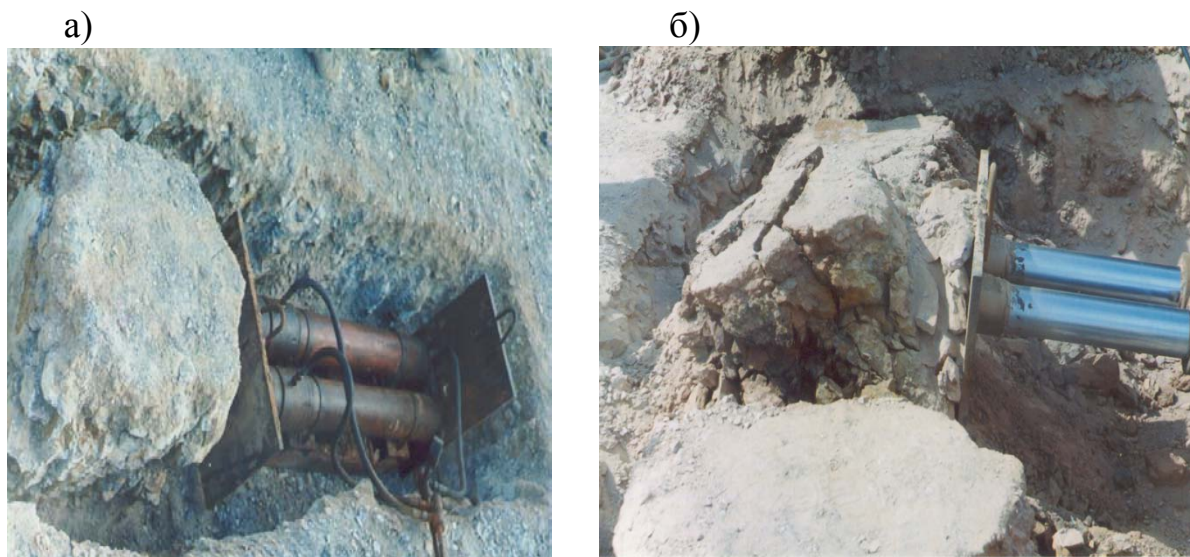
испытаний породных призм вычисляется сцепление k , при этом угол внутреннего трения ρ определяется в лабораторных условиях. Сцепление k при плоском срезе определено по формуле (4.20). При косом срезе по формуле (4.22).

Натурные испытания на срез проведены по 15 породным призмам на выбранных участках карьера № 1, результаты которых представлены в таблице 4.3.



а – для плоского среза; б – для косоого среза

Рисунок 4.8 – Нарезка породных призм на Чиганакском карьере



а – до сдвига; б – после сдвига

Рисунок 4.9 – Сдвиг подготовленной породной призмы гидродомкратом

В результате проведенных исследований получены величины сцепления глинистых сланцев и яшмокарцитов на верхних горизонтах

коры выветривания, которые были использованы при определении параметров устойчивых бортов карьеров №1, №2 Чиганакского месторождения.

4.4 Прочностные характеристики пород на основе обратных расчетов оползней на карьерах и угольных разрезах

4.4.1 Методика расчета обратных расчетов оползней

Обратные расчеты оползней позволяют достаточно надежно установить прочностные характеристики пород по фактическим поверхностям скольжения, которые учитывают все природные факторы, определяющие развитие оползневых процессов.

Наиболее надежные результаты дают крупномасштабные испытания пород в натуральных условиях, и особенно обратные расчеты оползней и обрушений, которые в неявном виде учитывают совокупность определенных инженерно-геологических условий и особенностей деформирования горного массива.

При расчете параметров устойчивых карьерных откосов важное место занимают вопросы надежной оценки прочностных свойств горных пород в массиве для условий, соответствующих их природному состоянию. Как известно, при решении задач устойчивости откосов методами, основанными на теории предельного равновесия, в качестве исходных данных используются плотность пород γ и показатели сопротивления сдвигу (сцепление k и угол внутреннего трения $tg\rho$). Обобщенные или нормативные значения этих показателей обычно устанавливаются на основе статистической обработки результатов лабораторных и натуральных испытаний физико-механических свойств пород.

Плотность пород γ с достаточной точностью определяется в лабораторных условиях по кернам инженерно-геологических скважин, поэтому нормативные их значения для каждого литологического типа принимаются как средние (средневзвешенные) по месторождению в целом либо по отдельным его участкам.

Техника и методика испытаний прочностных свойств горных пород в лабораторных и натуральных условиях разработаны достаточно полно, однако к их результатам следует подходить весьма осторожно. Еще М.М. Протоdjаконов предостерегал от ошибок одностороннего подхода к изучению физико-механических свойств пород по результатам только лабораторных или натуральных испытаний. По нашему мнению, для сложноструктурных месторождений при наличии в горном массиве природных поверхностей ослабления целесообразно проводить

комплексные исследования, включающие лабораторные определения, натурные испытания пород и обратные расчеты произошедших или искусственно вызванных оползней и обрушений откосов с дифференцированным выбором расчетных показателей физико-механических свойств пород.

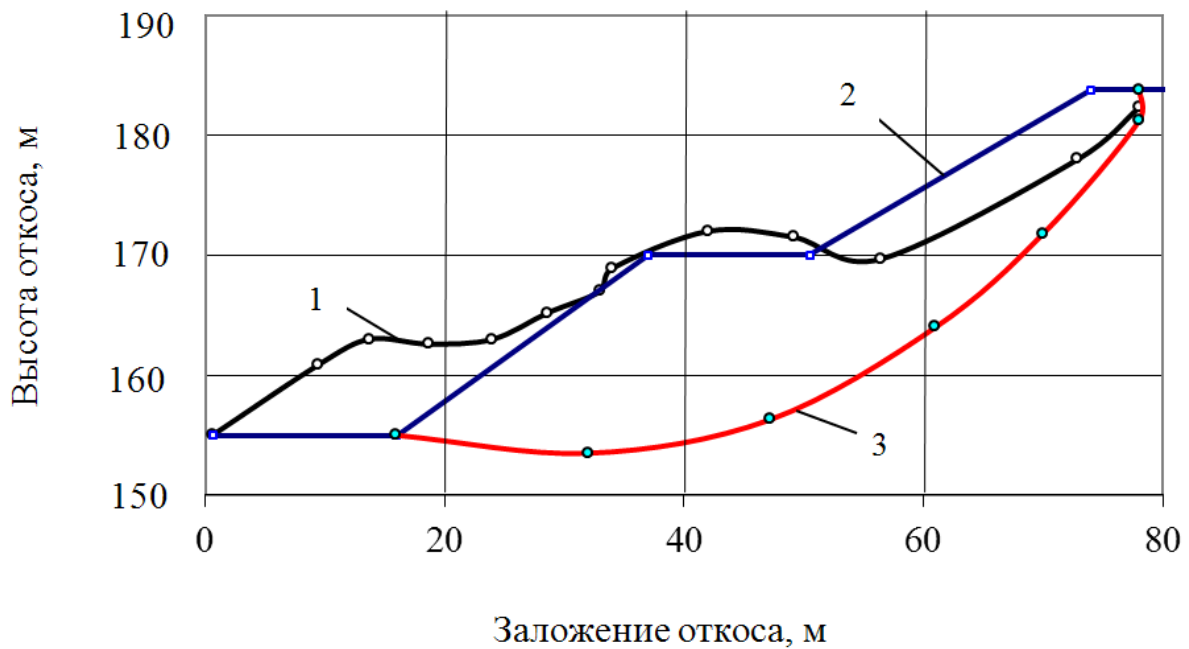
На основе известного графоаналитического способа обратных расчетов оползней, используемого нами ранее, разработана усовершенствованная методика расчета показателей сопротивления пород сдвигу по результатам съемок оползней с использованием численно-аналитического метода [11, 38], основанного на интегрировании элементарных сил по поверхности скольжения. В расчетах дополнительно использована величина отрыва H_{90} , которая ранее не учитывалась в расчетах. Уточнено влияние остаточного сцепления по участкам поверхности скольжения, которое теперь не распространяется на участок поверхности скольжения, который находится на земной поверхности. Кроме этого, для автоматизации расчетов по определению параметров и оценки устойчивости карьерных откосов разработано специальное программное обеспечение с помощью пакета Delphi фирмы Inprise Inc.

Как показали исследования, неучет этих величин может привести к погрешности определения коэффициента сцепления до 10-20% .

Математическое описание контуров откоса до оползня и после его завершения и поверхности скольжения производится по таблично заданным функциям путем локальной интерполяции интерполяционными многочленами малых степеней.

Определение прочностных характеристик массива горных пород производится в следующем порядке. Съёмка оползня производится геодезическими инструментами по профильным линиям. Снимается тело оползня и, при необходимости, положение борта вблизи оползневого участка. При выполнении съёмок необходимо придерживаться определённых условий: на теле оползня по профилям снимаются все характерные точки, а также точки перегиба, т.е. точки, в которых кривизна меняет свой знак. При этом необходимо, чтобы расстояния между соседними точками согласовывались с изменчивостью оползня. По результатам съёмок строится план оползня и разрезы по профильным линиям, на которых отстраиваются известными способами контуры борта до и после оползня и поверхность скольжения. Учитывая возможность построения поверхности скольжения по векторам смещений (или невозможность), точность определения координат узловых точек массива, положение борта до оползня, сложность горно-геологических условий, предусмотрены 4 расчётные схемы, отличающиеся между собой правилами построения поверхности скольжения.

В расчетной схеме I поверхность скольжения строится по векторам смещений с учётом геологического строения прибортового массива (рисунок 4.10).



1- точки контура оползня; 2 - точки борта карьера до оползня;
3 - точки поверхности скольжения

Рисунок 4.10 – Оползень юго-восточного борта Качарского карьера

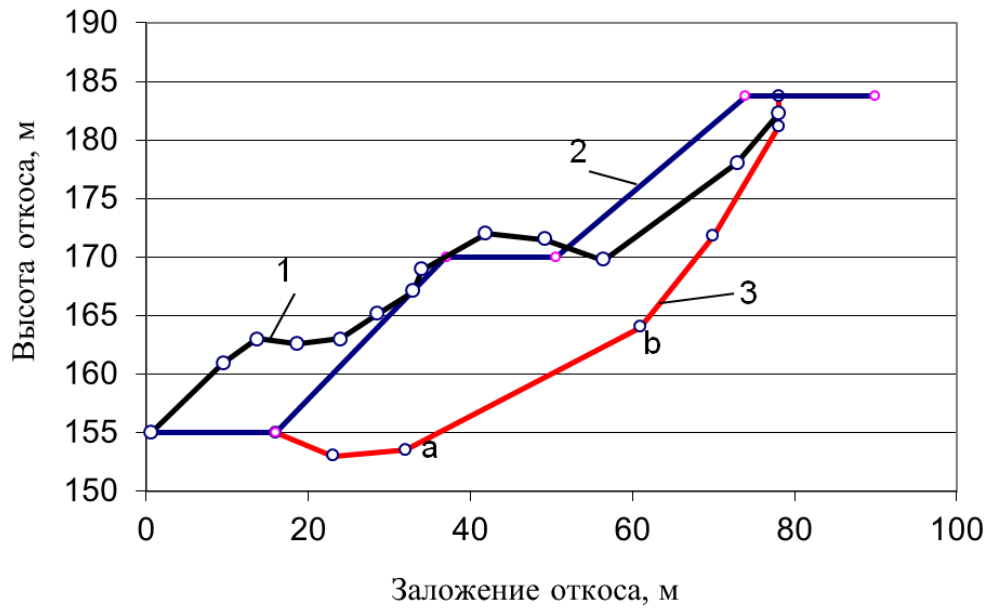
Расчетная схема 2 применяется при наличии в прибортовом массиве слоя или контакта пород с известными характеристиками ρ_c и κ_c , поверхность скольжения, так же как и в схеме I, строится по векторам смещений с учётом геологического строения прибортового массива.

В случае же невозможности построения поверхности скольжения по векторам смещений и относительно однородного геологического строения борта применяется схема 3-4, в которой поверхность скольжения принимается круглоцилиндрической.

Рассмотрим расчетную схему I (рисунок 4.10).

Величина угла внутреннего трения ρ определяется из соотношения сумм касательных $\sum T'$ и нормальных $\sum N'$ сил в оползневом теле, действующих по поверхности скольжения, L – длина после обрушения (участок, на котором находится оползневая масса):

$$\rho = \arctg\left(\frac{\sum T'_i}{\sum N'_i}\right). \quad (4.23)$$



1 – точки контура оползня; 2 – точки борта карьера; 3 – точки поверхности скольжения; ab – прямолинейный участок поверхности скольжения (контакт по ослабленному слою)

Рисунок 4.11 – Оползень восточного борта Качарского карьера

При обратных расчетах оползней откосов глинистых пород, сохраняющих после обрушения остаточное сцепление по поверхности скольжения вследствие способности глин частично восстанавливать нарушенные внутренние связи, угол внутреннего трения должен определяться с учетом остаточного сцепления z_0 , т.е.

$$\rho = \arctg((\sum T_i' - z_0 * L_1) / \sum N_i'), \quad (4.24)$$

где L_1 - длина поверхности скольжения после обрушения (участок, на котором находится оползневая масса), без участка, находящегося на земной поверхности.

Величина сцепления пород в массиве до оползня, если не учитывать величину H_{90} , определится как

$$k = (\sum T_i - tg \rho \sum N_i) / L_0, \quad (4.25)$$

где $\sum T_i$, $\sum N_i$ - суммы касательных и нормальных сил по поверхности скольжения в массиве до оползня;

L - длина поверхности скольжения после обрушения (участок, на котором находится оползневая масса);

L_0 - длина поверхности скольжения в массиве.

И по формуле

$$k = ((\sum T_i - tg \rho \sum N_i) - \frac{2k}{\gamma} \cdot ctg(45^\circ - \frac{\rho}{2}) * k/3) / L_0, \quad (4.26)$$

если учитывать величину H_{90} .

При наличии в прибортовом массиве слоя или контакта пород с известными характеристиками ρ_c и k_c , параметры сопротивления сдвигу пород массива ρ_m и k_m могут быть найдены из следующих соображений:

I – Определяем обобщенный (средневзвешенный) угол внутреннего трения ρ_0 (массива и контакта) с учетом остаточного сцепления k_0 , т.е.

$$\rho_0 = arctg((\sum T_i - \sum N_i * (L - L_c - L_{з.п.})) / \sum N_i), \quad (4.27)$$

где $\sum T_i = \sum T_{Ci} + \sum T_{mi}$ – суммарные сдвигающие силы, действующие по контакту и в массиве;

$\sum N_i = \sum N_{Ci} - \sum N_{mi}$ – суммарные удерживающие силы, действующие по контакту и в массиве;

L_c – поверхность скольжения по контакту;

$L_{з.п.} = L - L_0$ – поверхность скольжения по земной поверхности,

$L = L_c + L_m$.

II – Определяем обобщенный (средневзвешенный) показатель сцепления k_0 (массива и контакта), без учета H_{90}

$$k_0 = (\sum T_i - tg(\rho_0) * \sum N_i) / (L_c + L_m), \quad (4.28)$$

где L_m – поверхность скольжения в массиве;

если с учетом H_{90} , то k_0 вычисляется по формуле:

$$k_0 = \left(\sum T_i - tg(\rho_0) * \sum N_i - \frac{2k_0}{\gamma} \cdot ctg(45^\circ - \frac{\rho}{2}) * k/3 \right) / (L_c + L_m). \quad (4.29)$$

III – Исходя из формулы средневзвешенного, определяем сцепление в массиве по формуле:

$$k_m = (k_0 L_0 - k_c L_c) / L_m, \quad (4.30)$$

где k_c L_c – сцепление и длина участка поверхности скольжения по слою (контакту).

IV – Определяем угол внутреннего трения массива исходя из формулы средневзвешенного, без учета H_{90} :

$$\rho_m = \arctg((\sum N_i * tg(\rho_0) - tg(\rho_c) * \sum N_{Ci}) / \sum N_{mi}), \quad (4.31)$$

это же значение можно получить исходя из уравнения предельного равновесия призмы обрушения

$$\rho_m = \arctg((\sum T_i - tg(\rho_c) * \sum N_{Ci} - L_c * k_c - L_m * k_m) / \sum N_{mi}), \quad (4.32)$$

если с учетом H_{90} , то угол внутреннего трения массива вычисляется по формуле:

$$\rho_m = \arctg((\sum T_i - tg(\rho_c) * \sum N_{Ci} - L_c * k_c - L_m * k_m - H_{90} * k_m / 3) / \sum N_{mi}), \quad (4.33)$$

$$\text{где } H_{90} = \frac{2k_m}{\gamma} \cdot ctg(45^\circ - \frac{\rho}{2}).$$

Для автоматизации расчетов по определению параметров и оценки устойчивости карьерных откосов разработано специальное программное обеспечение (ПО) с помощью пакета Delphi фирмы Inprise Inc. (бывшая Borland Inc.) версии 6.0, которое может использоваться на рабочих станциях под управлением операционных систем Windows.

Схема обработки данных в программе состоит из следующих шагов: ввод данных, контроль данных, расчет параметров устойчивости откоса, построение контура откоса. В структурном отношении программа спроектирована и реализована с использованием объектно-ориентированных технологий. Единственным строительным элементом программы является объект. Все программные объекты разделяются на несколько групп: объекты-компоненты среды разработки; низкоуровневые атомарные объекты; объекты-понятия проблемной области.

Для расчета устойчивых параметров откоса входными данными являются: физико-механические свойства и геометрические элементы откоса и поверхностей скольжения.

Внешний вид интерфейса программы представлен на рисунке 4.12.

Интерфейс программы состоит из шести основных элементов (рисунок 4.12): кнопок ввода исходных данных, расчета прочностных характеристик, сохранения результатов расчета в файлах, построения предельного откоса и поверхностей скольжения, выхода из программы и окна текстовой информации, которое содержит информацию о полученных данных и результатах расчета.

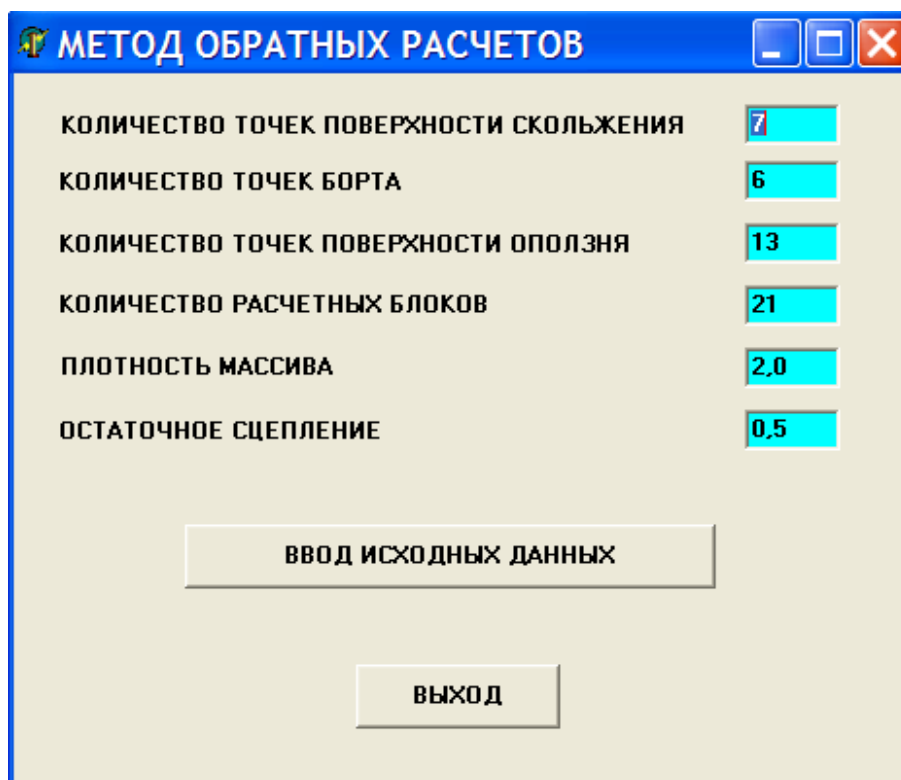


Рисунок 4.12 – Внешний вид интерфейса программы

Ниже приводятся результаты обратных расчетов оползней на ряде месторождений Казахстана.

4.4.2 Результаты обратных расчетов оползней на карьерах некоторых месторождений Казахстана

Обратные расчеты, произведенные по результатам тахеометрической съемки оползней, позволили определить значения прочностных характеристик глинистых пород, которые существенно ниже принятых проектом значений (результаты приведены в таблице 4.4).

Значительное снижение прочностных характеристик глинистых пород обусловлено сезонным увеличением влажности массива.

Таблица 4.4 – Результаты обратных расчетов оползней месторождений Казахстана

Наименование оползня	Сцепление k , МПа	Угол внутреннего трения ρ , градус
1	2	3
Тургайское месторождение		
1. Оползень западного борта залежи № 1 VII участка	15,2	0,044
2. Оползень восточного борта залежи № 1 VII участка	0,042	16,6
3. Оползень восточного борта залежи № 3 V участка	0,032	13,6
4. Оползень восточного борта залежи № 2 V участка	0,026	14,2
5. Оползень восточного борта залежи № 3 Северо-западного участка	0,038	15,1
6. Оползень восточного борта, Северо-западный участок	0,034	14,7
7. Оползень отвала бестранспортной вскрыши на восточном борту карьера № 1 V участка	0,046	12,3
Качарское месторождение		
Отвал №7, юго-западный участок 1-го яруса (серо- и темно-зеленые плотные глины)	0,017	18,0
	0,018	18,0
	0,017	18,0
	0,017	18,0
Карьер, юго-восточный борт (чеганские глины)	0,020	13,8
	0,022	12,6
	0,027	12,8
	0,023	13,1
Восточная траншея, южный борт (обводненные глины)	0,010	11,6
	0,020	8,3
	0,021	8,5
	0,011	10,7
	0,015	9,8
Отвал №7, юго-восточный участок 1-го яруса (серо- и темно-зеленые плотные глины)	0,014	17,4
	0,013	18,0
	0,013	17,7
Отвал №7, северный участок 1-го яруса (серо- и темно-зеленые плотные глины)	0,023	16,7
	0,024	15,0
	0,018	19,1
	0,022	16,9
Отвал №7, пионерная насыпь (пестроцветные неогеновые и чеганские глины, переувлажненные) Оползень №1 Оползень №2	0,013	12,9
	0,012	13,3
	0,010	15,4
	0,011	11,7
	0,012	10,6
	0,009	17,0
	0,011	13,5

Окончание таблицы 4.4

1	2	3
Шубаркольский угольный разрез		
I-I	0,0241	17,8
II-II	0,0261	16,6
III-III	0,0299	16,5
Месторождение Алпыс		
Отвал №1, северо-западный участок 1-го яруса		
Оползень №1	0,022	22,9
Оползень №2	0,024	22,8
Среднее значение	0,023	22,9
Западный борт карьера. Оползень №3-4	0,033	18,0

Прочность песчано-глинистых пород в значительной степени зависит от их влажности.

Результаты определения прочностных характеристик пород из обратных расчетов оползней Качарского карьера приведены в таблице 4.4. Анализ данных расчетов показывает, что повышенная обводненность глин значительно снижает величины прочностных характеристик пород: при этом угол внутреннего трения чеганских глин в откосах карьера уменьшается более чем на 3° , а сцепление в 1,5 раза.

Для уплотненных отвальных пород, представленных пестроцветными неогеновыми и чеганскими глинами, характерно резкое (до 4-х раз) снижение сцепления в результате избыточного их увлажнения атмосферными осадками. Все эти особенности необходимо учитывать при назначении параметров устойчивых откосов.

4.5 Прочность породных контактов

Границы литологических разностей горных пород, поверхности геологических нарушений, трещины большой протяженности в скальном и полускальном массиве представляют собой поверхности ослабления, при неблагоприятном расположении которых возможно оползание или обрушение пород. При натурных исследованиях прочность по контактам может быть определена двумя способами. Первый, когда готовят и сдвигают породные призмы, а затем вычисляют сопротивление сдвигу. Второй, когда используют метод обратных расчетов по результатам съемок обрушений характерных участков прибортового массива, где имело место обрушение по контакту. Также существует методика и оборудование для лабораторных исследований угла трения по породным контактам,

величину же сцепления определить практически невозможно вследствие трудности сохранения естественного состояния контакта.

В связи с этим необходим комплексный подход к изучению прочностных характеристик по породным контактам, базирующийся на использовании результатов съемок естественных обрушений породных блоков, лабораторных и натурных исследований. При обследовании на карьерах фактического состояния рабочих уступов выявляются участки, имеющие обрушения, и производится их съемка с целью определения геометрических параметров блоков, элементов залегания контактов пород и выбора расчетной схемы. Отбираются куски породы с наличием в них контактов для лабораторных испытаний и определения углов трения по контакту. Сцепление по контакту определяется из обратных расчетов обрушенных блоков.

4.5.1 Лабораторные исследования породных контактов

Для лабораторных исследований разработана методика и аппаратура с целью надежного определения углов трения по породным контактам, а величину же сцепления практически невозможно получить вследствие сложности сохранения естественного состояния контактирующих поверхностей.

Поэтому при обследовании на карьерах фактического состояния рабочих уступов, сложенных скальными и полускальными породами, выявляются участки, имеющие обрушения, и производится их инструментальная съемка с целью определения геометрических параметров породных блоков, элементов залегания контактов пород, выбора расчетной схемы. Далее отбираются куски с наличием контактов и заполнителя трещин для испытаний в лабораторных условиях для установления угла трения.

Разработаны методы и приборы для определения сцепления и угла трения по контактам слоев и трещинам. Для определения угла по контактам трещин на месторождении отбираются образцы из контакта в его естественном состоянии. Угол трения определяется путем проведения испытаний на двухтонном срезном приборе, дающим возможность создавать давление пород по контакту или трещине при различных величинах нормальных нагрузок на контакт. Величины нормальных нагрузок могут приниматься различные в зависимости от нагрузок, действующих на контакт в его естественном состоянии. По результатам испытаний строится график, на котором в определенном масштабе по оси абсцисс откладываются нормальные нагрузки, а по оси ординат касательные.

Сцепление же по породным контактам предлагается вычислять из

уравнений предельного равновесия обрушенных блоков, подставив в них усредненные значения углов трения контактов. Надежность же определения углов трения по породным контактам в лабораторных условиях не вызывает сомнений.

Рассмотрим механизм деформирования некоторых породных контактов приведенный в работе [7]. При этом условие предельного равновесия по сложному породному контакту можно записать в виде:

$$\tau = M'' + \sigma tg \psi, \quad (4.34)$$

где τ – касательное напряжение; σ – нормальное напряжение.

$$\psi = \alpha' + \rho'; \quad (4.35)$$

где ρ' – угол трения по контакту; α' – угол наклона зубьев контакта.

$$M'' = \frac{M' S_1 + M S_2}{S_1 + S_{20}}, \quad (4.36)$$

где $M' = \frac{K' \cos \rho'}{\cos \alpha' \cos(\alpha' + \rho')}$,

$$M = K \frac{\sin \gamma \cos \rho}{\sin(\gamma + \beta) \cos(\beta + \rho)} + \sigma tg(\beta + \rho),$$

где K' – сцепление по контакту;

γ, β – породные углы;

S_1, S_2 – площади контактов для K' и K .

На основе (4.34) представляется возможным определение K' и ρ' с учетом величины угла α' из профилограммы поверхности контакта. Величина ρ' не вызывает сомнения в достоверности ее определения по различным контактам, что трудно сказать о K' . При лабораторных методах определения сцепление получается заниженным в связи с нарушением первоначального состояния контакта. Поэтому сцепление по контактам горных пород с достаточной степенью надежности можно определить на основе съемок породных обрушений на рабочих уступах карьеров, для чего необходимо из условия предельного равновесия обрушенных пирамид найти сцепление по породным контактам, используя разработанные расчетные формулы в работе [10].

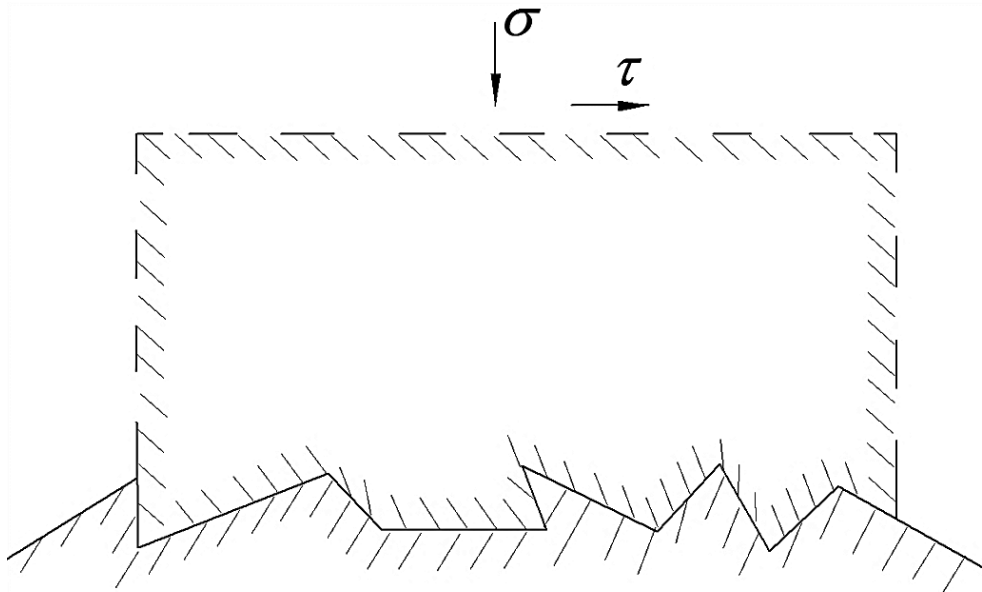


Рисунок 4.13 – Механизм деформирования сложных породных контактов

Исследование породных контактов начинается с подготовки отобранных образцов к испытаниям, для чего необходимо сначала подогнать образцы в имеющиеся размеры матриц. Для испытания породных контактов использовался сдвиговой прибор конструкции института ГИДРОПРОЕКТ, у которого обоймы круглые диаметром 70 мм. Затем проводится съемка характера поверхности породного контакта с помощью профилографа по направлению сдвига, после чего породный образец помещается в матрицы сдвигового прибора и производит сдвиг по контакту, причем для каждого контакта проводилось не менее трех сдвигов при различных нормальных нагрузках.

Подготовка образцов, испытание контактов различных пород и контактов с различными заполнителями для условий карьеров проводились в лаборатории. Всего подготовлено 24 образца. При проведении испытаний по сдвигу фиксировались следующие характеристики: нормальная нагрузка N_i , касательная нагрузка T_i , через определенный промежуток t_i и величина линейной деформации l_i . С целью определения величины K' и угла трения ρ' по контактам строится график зависимости $\tau = f(\sigma_N)$, откуда и находятся величины K' и ρ' и (рисунок 4.13).

Сразу надо отметить, что величины сцепления по породным контактам получаются заниженные, так как при испытаниях трудно сохранить природную спайность в плоскости контакта. Кроме того, проводились исследования различных контактов в зависимости от

изменения сдвигающих сил (τ_i) и величин смещений (l_i).

График изменений $\tau = f(l)$ показан на рисунке (4.14 и 4.15). Откуда видно, что характер деформирования контактов при сдвиге в начальный момент имеет скачкообразный вид, связанный с рельефом поверхностей контактов горных пород. Этот характер сохраняется при различных нормальных нагрузках на поверхность контактов. Результаты исследований различных контактов горных пород приведены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Прочностные характеристики по породным контактам

Наименование контакта, тип, наполнитель	Угол внутреннего трения по контакту ρ' , градус	Сцепление по контакту k' , МПа
Зеркальный, диорит по диориту, отсутствует	22,5	0,5
Шероховатый, диорит по диориту, отсутствует	28	0,6
Зеркальный, роговик по роговику, отсутствует	30	0,5
Зеркальный, гранодиорит по гранодиориту, отсутствует	29	0,5
Шероховатый, диорит по диориту, перетертый диорит	28	0,4
Шероховатый, роговик по роговику, перетертый гидроокисел железа	27	0,7
Шероховатый, диорит по диориту, перетертый роговик	27	0,7
Шероховатый, песчаник по песчанику, отсутствует	30	1,0
Шероховатый, зона брекчирования, глина	24	0,3

Плотность пород γ с достаточной точностью определяется по кернам геологических скважин, поэтому в расчетах на устойчивость значения плотности для всех разновидностей горных пород принимались на основе лабораторных испытаний.

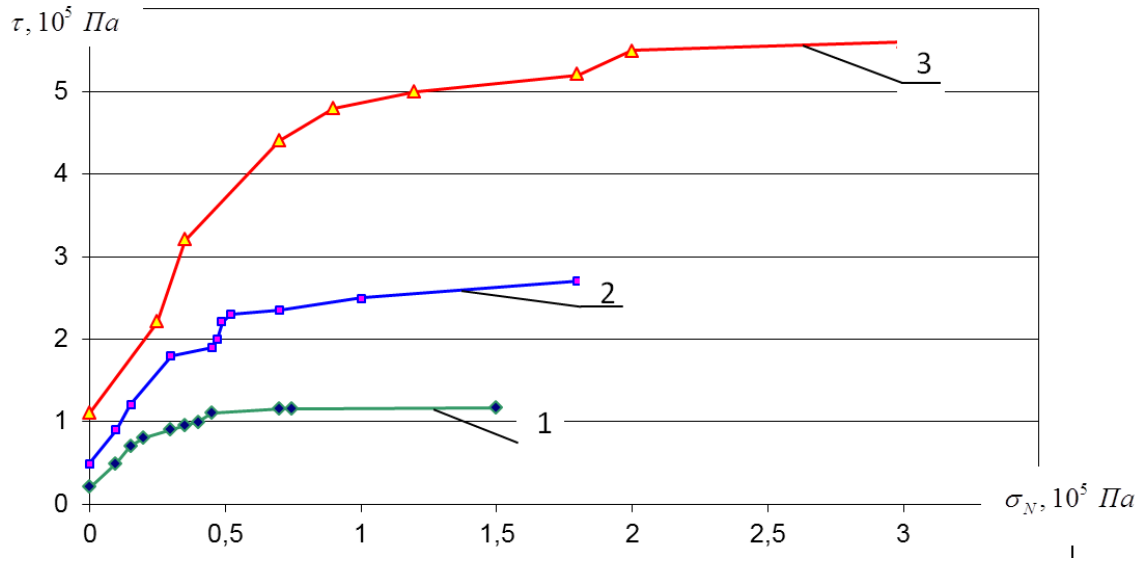


Рисунок 4.14 – График зависимости $\tau = f(l)$ по контакту диорит по диориту: 1- $\sigma_N = 2,2 * 10^5 \text{ Па}$; 2- $\sigma_N = 4,4 * 10^5 \text{ Па}$; 3- $\sigma_N = 8,8 * 10^5 \text{ Па}$;

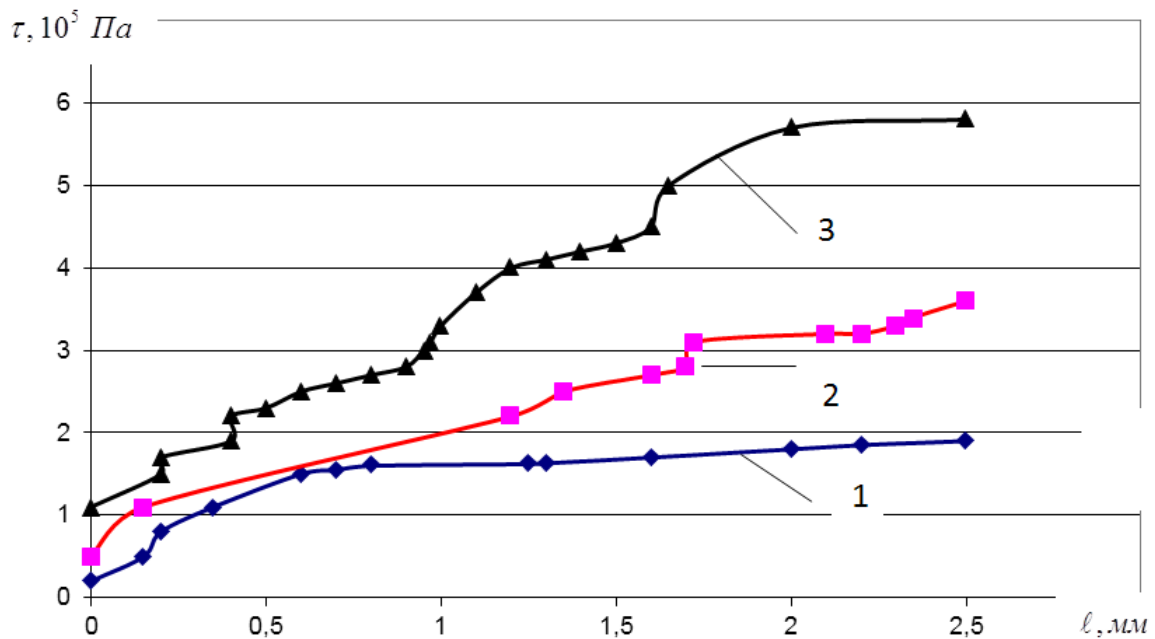


Рисунок 4.15 – График зависимости $\tau = f(l)$ по контакту диорит по гидроксиду железа: 1 - $\sigma_N = 3,3 * 10^5 \text{ Па}$; 2- $\sigma_N = 6,6 * 10^5 \text{ Па}$;
3- $\sigma_N = 11,0 * 10^5 \text{ Па}$;

На величину сцепления в массиве влияет интенсивность трещиноватости пород, размер и форма деформирующихся блоков. Величина сцепления в отдельных образцах разновидных пород в десятки раз превышает сцепление в массиве, поэтому в полученные в

лабораторных условиях значения сцепления твердых пород необходимо вводить так называемый коэффициент структурного ослабления λ_0 . Сцепление в массиве для поверхностей, не совпадающих с поверхностями ослабления, предлагается рассчитывать по формуле:

$$k_M = k' + (k_0 - k') \lambda_0, \quad (4.37)$$

где k – сцепление в монолитном образце, МПа;

k' – сцепление по трещинам, МПа;

$\lambda_0 = 1 / (1 + a \cdot \ln H/l)$ – коэффициент структурного ослабления: H – глубина залегания пород, м; l – средний размер элементарного структурного блока, м;

a – коэффициент, зависящий от прочности пород в монолитном образце и характера трещиноватости.

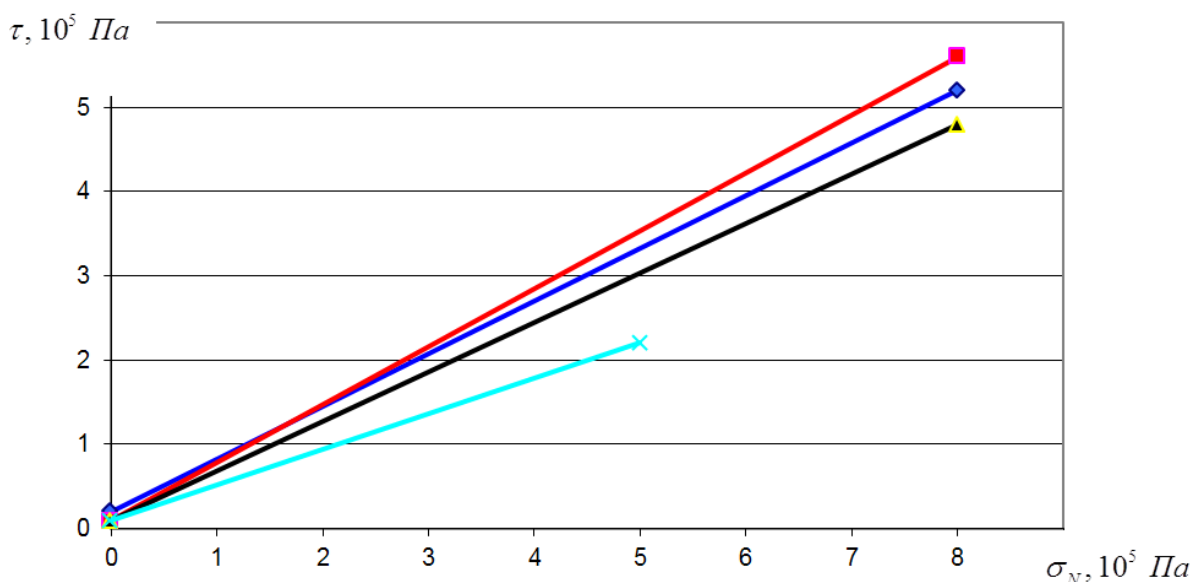


Рисунок 4.16 – Паспорт прочности породных контактов

Так как сцепление по трещинам k' часто оказывается неисследованной величиной, его принимают равным 0 и выражение (4.37) запишется как

$$k_M = k_0 \cdot \lambda. \quad (4.38)$$

Расчет коэффициентов структурного ослабления приведен в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Значения пород карьера «Николаевский»

Тип пород	Глубина залегания расчетная Н, м	Размер структурного блока l, м	Сцепление К, МПа	Коэффициент α	Коэффициент структурного ослабления λ_0
1. Алевролиты глинисто-кремнистые	100	0,20	5,00	2	0,074
	300	0,30		3	0,046
2. Диабазовые порфириты	200	0,40	41,30	7	0,022
3. Туфы	300	0,30	41,30	6	0,024
	400	1,00	44,00	7	0,023
4. Андезитобазальтовые порфириты	100	0,30	36,00	6	0,028
	300	1,00		7	0,024

По исследованиям ВНИМИ в прочностные характеристики горных пород k_m и ρ_m при производстве расчетов устойчивости откосов рекомендуется вводить коэффициент запаса, учитывающий совокупное влияние погрешностей лабораторного определения основных расчетных характеристик сопротивления сдвигу, погрешностей в определении влияния трещиноватости на сопротивление сдвигу горных пород в массиве и другие факторы.

На основе проведенного анализа и выявленных аналитических зависимостей между значениями прочностных характеристик породных контактов и коэффициентом устойчивости анизотропного откоса, в таблице 4.7 приведены диапазоны точности определения значения сцепления, угла внутреннего трения и плотности по трещинам и извилистым контактам пород, при расчетах устойчивости анизотропного.

Таблица 4.7 – Диапазоны точности определения физико-механических свойств породных контактов

п/п	Типовая расчетная схема	Границы применимости схемы	Сцепление κ^1 , Па·10 ⁴	Угол внутреннего трения ρ^1 , градус	Плотность γ , т/м ³
1	2	3	4	5	6
Для трещиноватых откосов					
1	Схема I	$\alpha < \lambda$	1,14	7,69	5,88
2	Схема II	$\alpha \leq \lambda$	3,13	3,57	1,82
3	Схема III	$(\alpha > \lambda)$	1,23	9,09	1,10
4	Схема IV	$(\lambda_1 \neq \alpha \neq \lambda_2)$	0,21	7,69	0,57
			0,65		

Окончание таблицы 4.7

1	2	3	4	5	6
5	Схема V	$(\psi > \rho)$	1,47	8,33	5,0
			1,89	20,0	
6	Схема VI	$(\alpha \leq \psi)$	2,78	25,0	1,85
			3,45	25,0	
7	Схема VII	$(\lambda_2 \neq \alpha \leq \psi)$	0,73	50,0	2,70
			0,85	100,0	

4.5.2 Натурные исследования породных контактов

Наиболее достоверные показатели прочностных свойств горных пород и породных контактов могут быть получены при проведении испытаний в натуральных условиях. На практике используют различные способы испытаний с применением гидродомкратов, гидropодушек, упрощенных приборов, энергии взрыва и ультразвука, применяемого на карьере горного оборудования.

При испытании породных призм на срез вначале производят оконтуривание их одной - четырьмя прорезными щелями, затем устанавливают гидродомкрат и сдвигают породную призму, фиксируя по манометру максимальные и минимальные усилия и определяя геометрические параметры сдвинутой призмы. По полученным данным вычисляют сцепление k и угол внутреннего трения ρ .

Существующие схемы натуральных испытаний породных призм на срез приведены в таблице 4.8. При этом при исследовании прочности по породным контактам следует использовать приведенные схемы.

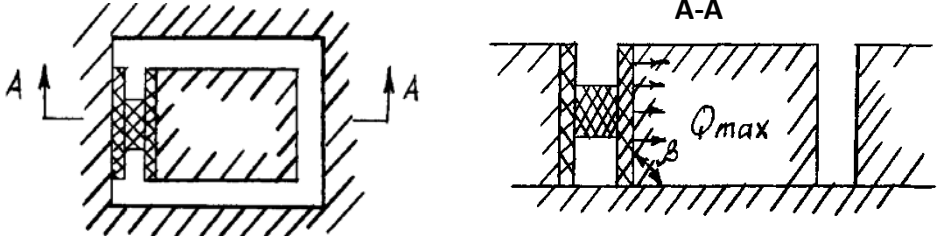
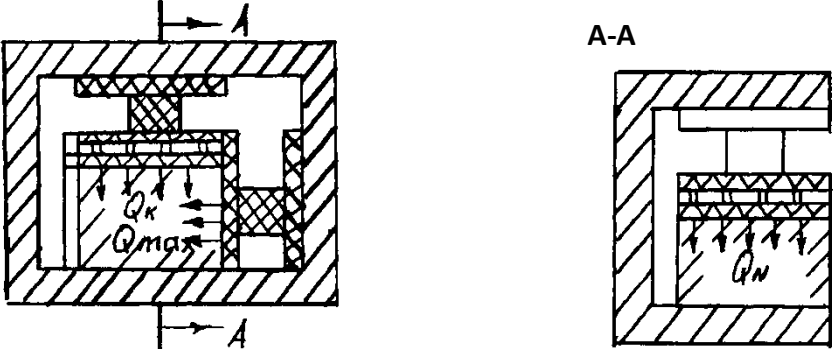
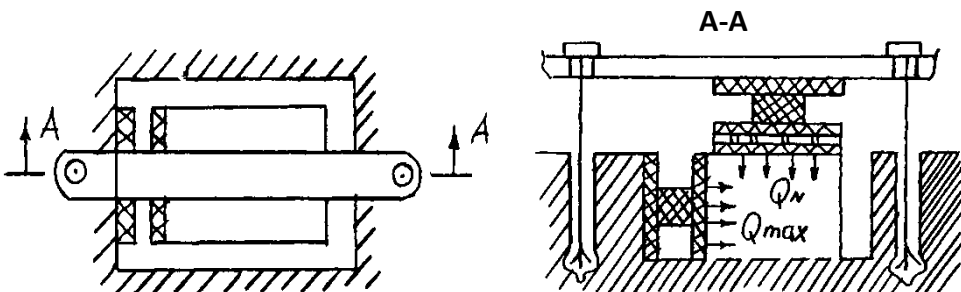
Сдвиг подготовленной породной призмы осуществляется одним или несколькими оттарированными гидродомкратами. Для этого в подготовленную щель устанавливают металлические плиты и гидродомкрат. Имеющие пустоты между плитами и массивом тщательно забутовываются мелкой фракцией пород. Нагружение гидродомкрата производится с помощью ручного насоса. По манометру фиксируют максимальное усилие Q_{\max} , соответствующее срезу породной призмы и минимальное Q_{\min} , необходимое для преодоления сил трения при перемещении призмы. После сдвига породной призмы отбирают пробы для определения плотности и влажности. Определяют площадь поверхности среза и массу срезанной породной призмы G . Через вышеприведенные величины находят касательные τ и напряжение σ_n

$$\tau = Q_{\max} / S, \quad (4.39)$$

$$\sigma_n = G / S, \quad (4.40)$$

где S – площадь поверхности среза, m^2 ;
 G – вес призмы, kg ;
 Q_{max} – максимально сдвигающее усилие, H .

Таблица 4.8 – Схемы натуральных испытаний по породным контактам

Схемы испытаний породных призм на срез	Вид среза
	Плоский
	Плоский
	Плоский

Если не удастся достичь необходимой разности нормальных напряжений, то угол внутреннего трения ρ определяется в лабораторных условиях, а сцепление k вычисляют из результатов испытаний породных призм.

Для первой схемы (см. таблицу 4.8) при плоском срезе

$$k = (Q_{max} - G \cdot \operatorname{tg} \rho) / S. \quad (4.41)$$

В практике проведения натуральных испытаний по определению прочности горных пород могут быть использованы методы, основанные на создании с помощью гидродомкратов как сдвигающих, так и нормальных усилий (см. таблицу 4.8, схемы 2 и 3, в этом случае

сцепление и угол трения определяют из их паспортов прочности пород, используя формулы

$$\tau = Q_{\max} / S; \quad \sigma_n = Q_n / S, \quad (4.42)$$

где Q_n - нормальная сила, создаваемая вторым гидродомкратом.

Сцепление пород по контактам слоев и трещин определяется путем проведения натуральных испытаний. Методика, разработана во ВНИМИ. Испытания проводятся непосредственно в массиве, в котором оконтуривается и срезается при помощи гидроподушки или гидродомкрата призма с таким расчетом, чтобы плоскость среза пришлась по контакту слоев или трещин. Менее трудоемкий способ определения сцепления – методом обратных расчетов по результатам съемок обрушений отдельных участков откосов.

Плоское скольжение по поверхностям ослаблений чаще всего реализуется в откосах значительной высоты при малых прочностных характеристиках пород по этим поверхностям, по сравнению с массивом. Если же в массиве залегает одна система согласнопadaющих с откосом поверхностей ослабления, например, слоистость пород, то контакты между слоями реализуются в плоские поверхности скольжения при любых размерах деформирующегося массива.

Величины сцепления и углов трения по контактам слоев и трещинам некоторых пород, согласно исследованиям многих авторов, обобщены и сведены в таблицу 4.9.

Из анализа таблицы 4.9, можно сделать вывод, что в дальнейшем при анализе типовых расчетных схем по оценке устойчивости анизотропных откосов можно принимать диапазоны изменения прочностных величин контактов пород: сцепление K' от 0,01 до 1,0 МПа, угол трения ρ' от 10 - 30°.

Таблица 4.9 – Средние значения прочностных свойств по породным контактам

Тип породного контакта	Сцепление K' , МПа			Угол трения ρ' , градус		
	диапазон		среднее	диапазон		среднее
	от	до		от	до	
1	2	3	4	5	6	7
Филлиты	-	-	-	9,0	25,0	17,0
Глина	0,02	03,0	0,16	8,0	27,0	17,5
Уголь	0,011	01,85	0,098	13,0	25,0	19,0
Сланцы	0,075	-	0,075	9,0	28,0	18,5
Аргиллиты	0,095	01.40	0,118	12,0	28,0	20,0

Окончание таблицы 4.9

1	2	3	4	5	6	7
Диабаз	-	-		21,0	-	21,0
Уголь по глине	0,030	-	0,030	13,0	30,0	21,5
Известняки	-	-	-	16,0	27,0	21,5
Магнетиты	-	-		16,0	27,0	21,5
Вторичные кварциты	-		-	17,0	28,0	22,5
Кварцевые порфиры и	-	-	-	17,0	28,0	22,5
Сканированные породы	-	-	-	17,0	28,0	22,5
Сиениты	-	-	-	17,0	28,0	22,5
Диориты	0,40	07,0	0,55	17,0	28,0	22,5
Гранодиориты	0,50	-	0,50	17,0	28,0	22,5
Алевриты	-	-	-	17,0	30,0	23,5
Серпентинит	0,182	-	0,182	24,0	-	24,0
Брекчия	0,30	-	0,30	24,0	-	24,0
Уголь по диориту	0,011	00,24	0,018	23,0	27,0	25,0
Порфиры	-	-	-	20,0	31,0	25,5
Роговики	0,50	07,0	0,60	20,0	31,0	25,5
Джеспириты	-	-	-	20,0	31,0	25,5
Песчаники	0,185	010,0	0,592	20,0	33,0	26,5
Опока	-	-	-	25,0	37,0	31,0
Порфирит	0,242	-	0,242	31,0	-	31,0
Мраморы	-	-	-	36,0	-	36,0
Перидотит	0,42	08,6	0,640	36,0	-	36,0

4.6 Классификация горных пород месторождений Казахстана по степени прочности

В классификации ВНИМИ, в зависимости от прочностных свойств, горные породы разделены на 5 групп. При этом в качестве границы между крепкими и породами средней крепости принято значение предела прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 80 \text{ МПа}$. Границей между породами полускальными и связными глинистыми принято значение $\sigma_{сж} = 8 \text{ МПа}$.

На основании многолетних исследований физико-механических свойств горных пород, выполненных под руководством члена-корреспондента НАН РК, проф. Поповым И.И., проф. Низаметдиновым Ф.К. на 42 месторождениях Казахстана, которые отрабатываются либо планируются к разработке открытым способом, анализа и обобщения результатов лабораторных и натуральных исследований, обработки геологической информации, для решения вопросов обеспечения устойчивости карьерных откосов разработана классификация горных пород по прочностным свойствам.

В этой классификации приведены прочностные характеристики основных типов горных пород, которые представлены в прибортовых

массивах изучаемых месторождений. Горные породы по прочности разделены на 3 группы: прочные (скальные) при $\sigma_{сж} > 80 \text{ МПа}$, средней прочности (полускальные) при $80 > \sigma_{сж} > 8 \text{ МПа}$ и слабые при $\sigma_{сж} < 8 \text{ МПа}$ (таблица 4.10, составлена профессором Ф.К. Низаметдиновым).

В первую группу (прочные) входят породы неветрелые и слабовеветрелые, изверженные, метаморфические и ненарушенные осадочные породы.

Таблица 4.10 – Классификация горных пород месторождений Казахстана по прочности

Тип пород	Прочность на растяжение-сжатие		Физико-механические свойства пород		
	$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа	γ , тн/м ³	$k_{обр}/k_M$, МПа	ρ , град.
1	2	3	4	5	6
Прочные (скальные) - $\sigma_{сж} > 80 \text{ МПа}$.					
Неветрелые и слабовеветрелые изверженные, метаморфические и осадочные породы					
1. Туфоалевролиты	258,6	15,7	2,72	66,2 / 0,96	31
2. Диориты	256,0	21,5	2,90	76,0 / 0,76	28
3. Песчаники	248,2	14,0	2,72	34,0 / 0,48	33
4. Туфы липаритовых порфиров	245,0	18,5	2,63	20,0 / 0,84	40
5. Кварцевые диориты	223,8	12,3	2,70	51,8 / 1,34	36
6. Джеспилиты	214,2	18,1	2,32	26,6 / 0,69	38
7. Роговики	210,0	15,5	2,70	21,0 / 0,70	36
8. Диабазы	203,6	16,4	2,89	35,1 / 0,70	35
9. Тонолиты	199,6	17,1	2,69	32,7 / 0,68	36
10. Мраморы	181,8	13,5	2,70	41,1 / 0,62	31
11. Скарны гранатовые	135,0	14,7	3,30	40,0 / 0,64	34
12. Граниты	135,0	14,5	2,67	32,2 / 0,60	32
13. Известняки окремненные	135,0	8,5	2,68	27,5 / 0,66	29
14. Гранодиориты	125,0	16,2	2,67	17,8 / 0,57	38
15. Кристаллотуфы	115,0	13,0	2,72	18,8 / 0,61	35
16. Кварциты	108,0	15,9	2,96	31,0 / 0,86	39
17. Липариты	107,8	11,3	2,60	51,8 / 1,24	25
18. Алевролиты	101,5	13,3	2,76	22,6 / 0,68	30

Окончание таблицы 4.11

1	2	3	4	5	6
Средней прочности (полускальные) при $80 > \sigma_{сж} > 8 \text{ МПа}$.					
Выветрелые изверженные и метаморфические породы, песчано-глинистые сланцы					
1. Кварцевые серицитовые сланцы	79,0	7,9	2,70	12,5/0,62	32
2. Песчаники выветрелые	78,0	10,1	2,71	22,0/0,024	27
3. Туфы андезит-базальтовые	74,9	12,6	2,71	23,3/0,67	37
4. Углисто-глинистые сланцы	75,0	10,1	2,74	18,2/0,58	37
5. Кремнисто-глинистые сланцы	55,2	9,8	2,77	12,5/0,48	33
6. Доломиты	51,0	5,1	2,80	8,7/0,40	35
7. Известняки	48,0	4,5	2,67	10,7/0,48	33
8. Туфоалевролиты выветрелые	30,2	3,9	2,52	10,2/0,51	30
9. Гранодиориты выветрелые	28,9	3,6	2,59	6,4/0,064	33
10. Диориты порфиновые	28,9	4,9	2,79	9,4/0,51	35
11. Граниты выветрелые	24,9	3,3	2,23	5,4/0,054	33
Слабые при $\sigma_{сж} < 8 \text{ МПа}$.					
Сильновыветрелые изверженные и метаморфические породы, все виды песчано-глинистых пород					
1. Кора выветривания (суглинки, глины)	---	---	2,00	0,4/0,029	19
2. Глинистые сланцы выветрелые	1,2	0,1	1,92	0,2/0,046	28
3. Глины (w=26 %)	---	---	2,03	0,4/0,041	20
4. Глинистые отложения	---	---	1,90	0,016/0,02	18

Вторая группа (средней прочности) представлена выветрелыми разностями изверженных и метаморфических пород, глинистыми и песчано-глинистыми сланцами. Третья группа (слабые) представлена сильновыветрелыми либо полностью дезинтегрированными изверженными и метаморфическими разностями осадочных пород и всеми разновидностями глин.

Результаты выполненных исследований представляют большую практическую ценность при проектировании новых месторождений в условиях отсутствия достоверной информации о прочностных параметрах пород прибортовых массивов.

5 ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРЫ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ НА КАРЬЕРАХ

Структурно-тектонические особенности горного массива, характеризующиеся дизъюнктивной и пликативной нарушенностью пород, степенью и характером их трещиноватости, слоистостью и сланцеватостью, являются одним из основных факторов, которые следует учитывать при решении проблемы обеспечения устойчивости откосов уступов и бортов на открытых разработках.

Наличие в прибортовом массиве поверхностей ослаблений в виде трещин отдельности большого протяжения, поверхностей сместителей тектонических нарушений, контактов слоистости пород может резко ухудшить устойчивое состояние откосов. Это связано с тем, что при значительной прочности куска скальной породы сдвиговые характеристики трещиноватого массива всегда в несколько раз меньше, и ещё ниже сопротивляемость сдвигу по поверхностям ослаблений. Поэтому управление устойчивостью карьерных откосов в трещиноватых массивах - задача, требующая своего решения в каждом конкретном случае. От ориентировки поверхностей ослаблений в массиве относительно поверхности откоса зависят положение и форма поверхностей скольжения, следовательно, и выбор схемы расчёта [4, 10]. Кроме того, данные о трещиноватости породного массива позволяют правильно решать вопросы о выборе параметров буровзрывных работ в приконтурной зоне при заоткоске стационарных уступов.

Появление в маркшейдерско-геодезической практике современных приборов, в виде горных 3D сканеров и электронных тахеометров с функцией сканирования, позволяет достаточно детально изучить элементы залегания поверхностей ослаблений по всей высоте откоса уступа [57].

5.1 Методика изучения трещиноватости горных пород

Вследствие большого разнообразия вмещающих горных пород (осадочные, изверженные, метаморфические) и заключенных в них различных залежей полезных ископаемых не представляется возможным рекомендовать единую методику изучения трещиноватости горного массива для всех месторождений. Методика должна учитывать условия и конкретную геологическую обстановку исследуемого района или отдельного месторождения, а также вопросы, для решения которых используются данные трещиноватости пород.

В комплекс изучения трещинной тектоники месторождения, разрабатываемого открытым способом, должны входить:

- полевые работы, состоящие из разбивки поверхности откоса уступа на замерные станции: замеров элементов залегания трещин и линейных размеров структурных блоков; описания характера поверхности трещин, их раскрытости, заполнения, водоносности, следов скольжения по ним;

- составление и обработка точечных и других диаграмм на основе данных полевых измерений для выявления элементов систем трещин;

- построение участковых стереограмм систем трещин с помощью стереографических сеток для выявления угловых соотношений между системами трещин;

- обработка данных трещиноватости пород методом математической статистики для выявления пространственной ориентировки основных систем трещин;

- составление карты трещиноватости и построение структурных разрезов по уступам и бортам карьера для выявления систем трещин наиболее неблагоприятно ориентированных относительно карьерных откосов, трещины которые могут служить поверхностями скольжения.

Оценку влияния трещиноватости пород на прочностные свойства горных массивов и устойчивость откосов уступов и бортов карьеров можно считать предметной лишь тогда, когда создаётся возможность прогнозирования и учёта пространственной ориентировки трещин, интенсивности трещиноватости и сдвиговой прочности по поверхностям трещин. Трещины, развитые в горных породах, можно классифицировать либо по условиям их образования, либо по ряду геометрических признаков. В первом случае классификация называется *генетической*, во втором - *геометрической*.

Согласно *генетической классификации трещиноватости горных пород* большинство исследователей различают четыре вида трещин, соответствующих их генезису: *эндогенные, экзогенные, выветривания и давления*.

Эндогенные трещины в осадочных породах (первичные трещины) возникают преимущественно в стадии превращения осадков в горную породу (диагенез). Наиболее важным физическим изменением при диагенезе является потеря воды и уплотнение отложений путём уменьшения их влажности и пористости (происходит усыхание пород).

Эндогенные трещины образуют обычно две взаимно перпендикулярные, хорошо прослеживающиеся на больших участках, системы: основную, параллельную простиранию пластовой залежи, и торцевую параллельную падению.

Основная трещиноватость эндогенного происхождения образуется в результате скалывания, торцевая - в результате отрыва. Основные трещины имеют гладкие поверхности, торцевые - шероховатые. Так как трещины этого вида располагаются почти перпендикулярно пласту,

то они также получили название прямоколющих. Протяженность первичных трещин нормально напластованию ограничивается контактами литологических разностей. Элементы залегания трещин хорошо выдерживаются при постоянных элементах залегания пластов. Изменение последних вызывает изменение элементов залегания первичных трещин. Таким образом, зная строение пластового месторождения, можно предсказывать ориентировку в пространстве трещин этой группы, а следовательно, и ориентировку трещин в деформирующемся массиве.

Экзогенные трещины (вторичные, тектонические) - результат более поздних воздействий тектонических сил на уже сформировавшийся массив горных пород, разбитый первичной трещиноватостью. Трещины данного вида рассекают массив пород вкрест простирания слоёв на большие и разнообразные по форме блоки. Они не ограничены контактами литологических разностей пород и часто имеют зеркала скольжения. По отношению к пласту такие трещины большей частью располагаются косо, поэтому получили название косесекущих. Постоянство ориентировки тектонических трещин прослеживается от слоя к слою. Экзогенные трещины широко распространены на участках, нарушенных сбросами и сдвигами, и являются их оперяющими разрывами. Зная элементы залегания крупных тектонических нарушений, можно с небольшой погрешностью предсказать ориентировку мелкой трещиноватости в массиве.

Разновидностью экзогенных трещин является кливаж, под которым понимается способность горных пород делиться по параллельным или почти параллельным поверхностям слоёв на тонкие пластинки. Это свойство пород в механическом смысле выражается как образование поверхностей скольжения, по которым частицы породы смещаются относительно друг друга в процессе пластической деформации.

Кливаж не нарушает сплошности пород, что отличает его от тектонических трещин, рассмотренных выше. Место образования кливажа соответствует последней стадии развития пластической деформации, характеризующейся потерей прочности пород перед разрывом.

Трещины выветривания образуются в результате длительного воздействия на поверхностные зоны земной коры (коры выветривания) атмосферных реагентов (холод, тепло, вода, и др.). Кора выветривания может иметь мощность от нескольких метров до десятков метров. В результате выветривания появляется дополнительная сеть трещин, вызывающая распадение крупных породных блоков на отдельные мелкие куски. При этом полно используются все, вплоть до скрытых, трещин эндогенного и экзогенного происхождения.

Трещины давления обусловлены технологической деятельностью человека в недрах земной коры и вызваны нарушениями равновесного состояния массива в областях, где широко ведутся горные работы. Эти трещины обычно являются трещинами отрыва. Поверхности их весьма неровны, извилисты, как правило, они не распространяются далеко в толщу и сосредоточены вблизи забоев. Они образуют систему параллельных трещин.

Согласно **геометрической классификации трещиноватости горных пород** все выявленные трещины и поверхности ослабления независимо от их генезиса делятся на *продольные, диагональные и поперечные* [4].

Продольные трещины – это трещины, направление простирания которых отличается от направления простирания плоскости откоса не более чем на 20° . К *диагональным* – относятся трещины, простирание которых отличается от направления простирания откоса в пределах $21^\circ - 70^\circ$. Все остальные трещины – *поперечные*. К тому же, трещины разделяются на *согласно-* и *несогласнопадающие* с откосом (рисунок 5.1).

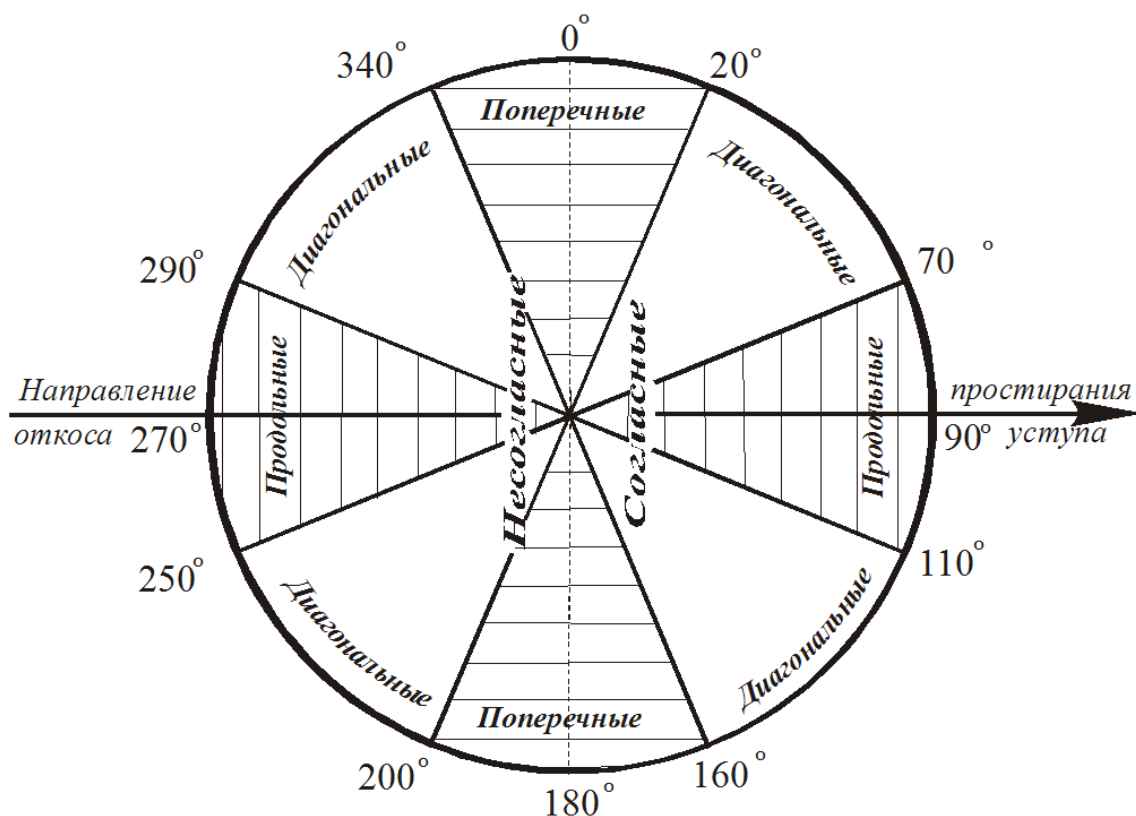


Рисунок 5.1 – Классификационная круговая диаграмма трещиноватости пород

По углу падения трещины делятся на пологие, у которых угол падения не более 30° , наклонные – от 30° до 60° и крутые - от 60° до 90° .

Измерив азимут простирания откоса уступа какого-либо участка борта карьера непосредственно компасом или на плане горных работ и используя классификационную диаграмму, очень легко и быстро можно сориентировать любую трещину по её измеренному азимуту простирания относительно откоса. Сориентировав, таким образом, все выявленные на участке откоса трещины или их системы, предварительно можно сказать, какие из них являются наиболее опасными с точки зрения устойчивости откосов. Без сомнения, в первую очередь, к ним относятся продольные согласнопадающие с откосом трещины. Поперечные же согласнопадающие трещины могут не влиять на устойчивое состояние откоса. И тем более, все несогласнопадающие с откосом трещины можно не принимать во внимание в расчётах устойчивости откосов.

Аналогичный предварительный анализ производится и при сопоставлении угла наклона откоса на каком-либо участке уступа с углами падения выявленных на этом участке трещин, чтобы оценить наиболее опасные из них.

5.2 Съёмка трещиноватости горного массива

Методы измерения элементов залегания трещин горных пород сводятся обычно к непосредственным измерениям в обнажениях на поверхности на откосах в карьерах, по стенкам шурфов и горных выработках, наблюдениям по кернам геологических скважин. На открытых разработках при достаточно большой площади обнажений горных пород наиболее эффективен метод непосредственных измерений (массовых или по профильным линиям) с помощью горного компаса или других приборов.

При производстве замеров элементов залегания поверхностей ослабления и размеров структурных блоков неизбежно возникает вопрос о необходимом и достаточном их количестве. Малое число замеров снижает надёжность и представительность результатов, а завышение ведёт к увеличению объёма полевых работ без существенного увеличения точности результатов.

Число необходимых замеров при съёмке связано со степенью изменчивости трещиноватости пород, наличием тектонических нарушений, количеством систем трещин. В полевых условиях решался вопрос о количестве необходимых замеров на станции и о линейных размерах самой станции. Этот вопрос раньше решался по обстановке и интуитивно.



Рисунок 5.2 – Станция замера трещиноватости пород



Рисунок 5.3 – Замер элементов залегания трещин

5.3 Обработка данных замеров трещиноватости пород

При изучении трещиноватости пород накапливается большое количество измерений. Обработку и обобщение этих измерений производят с использованием круговых, прямоугольных диаграмм и стереограмм трещиноватости, на основании которых строят структурные разрезы и карты трещиноватости.

Круговые и прямоугольные диаграммы позволяют определить количество систем трещин как на замерной станции, так и по карьере в целом, преобладание тех или иных систем трещин, их элементы залегания. Стереографические сетки Вульфа, Каврайского и другие позволяют определять угловые соотношения между трещинами, выявлять положение трещин по отношению к откосу.

На карьере «Васильковский» обработка и обобщение результатов съемок трещиноватости пород производилась с использованием прямоугольных диаграмм. По четырем замерным станциям были выделены системы трещин и с помощью стереографических сеток выявлены угловые соотношения между системами трещин и их ориентировка относительно карьерных откосов. Результаты обработки трещиноватости пород по карьере приведены в таблице 5.3.

В результате съёмки подтверждено наличие Васильковского геологического разлома. Этот разлом наблюдается в карьере, также он был исследован австралийскими учеными и подсечен в керне, полученном из буровых скважин. Из анализа выявлено, что разлом имеет падение 71° и простирание 47° .

5.4 Новый способ съемки трещиноватости пород прибортовых массивов с помощью лазерного 3D сканера

В практике производства маркшейдерско-геодезических работ появились современные электронные приборы, например 3D сканер, тахеометр и другие. Эти приборы при съемках позволяют получить объект в цифровом виде. Лазерное сканирование – технология, позволяющая создать цифровую трехмерную модель объекта, представив его набором точек с пространственными координатами. Технология основана на использовании новых геодезических приборов – лазерных сканеров, измеряющих координаты точек поверхности объекта с высокой скоростью порядка нескольких десятков тысяч точек в секунду (рисунок 5.4). Полученный набор точек называется «облаком точек» и впоследствии может быть представлен в виде трехмерной модели объекта, плоского чертежа, набора сечений, поверхности и т.д.

Таблица 5.3 – Результаты обработки трещиноватости горных пород по карьере «Васильковский»

№№ станций	Азимут простир. откоса $\alpha_{отк}$, градус	Угол падения откоса, градус	Элементы залегания систем трещин на станции			Геометрическая классификация систем трещин	Возможные расчетные схемы
			№№	α_i , градус	λ_i , градус		
1	2	3	4	5	6	7	8
Северный борт	90	50 60 75	1	281	04	Продольная согласная пологая	Не реализуются
			2	162	89	Поперечная согласная	Не реализуются
			3	171	48	Поперечная наклонная	Не реализуются
			4	106	85	Продольная согласная	Не реализуются
			5	206	37	Диагональная согласная пологая	Не реализуются
			6	68	29	Продольная согласная пологая	Не реализуются
			7	335	88	Диагональная согласная крутая	Схема V
Восточный Борт	180	60	1	281	04	Поперечная согласная	Не реализуются
			2	162	89	Продольная согласная	Не реализуются
			3	171	48	Продольная согласная	Не реализуются
			4	106	85	Поперечная согласная	Не влияет
			5	206	37	Диагональная согласная	Схема III
			6	68	29	Диагональная не согласная	Не реализуются
			7	335	88	Диагональная согласная крутая	Не реализуются

Окончание таблицы 5.3

1	2	3	4	5	6	7	8
Южный борт	270	60	1	281	04	Поперечная согласная	Не реализуются
			2	162	89	Продольная согласная	Не реализуются
			3	171	48	Продольная согласная	Не реализуются
			4	106	85	Поперечная согласная	Не влияет
			5	206	37	Диагональная не согласная	Схема III
			6	68	29	Диагональная согласная	Не реализуются
			7	335	88	Диагональная не согласная	Не реализуются
Западный борт	360	60	1	281	04	Поперечная согласная	Не реализуются
			2	162	89	Диагональная согласная	Не реализуются
			3	171	48	Продольная несогласная	Не реализуются
			4	106	85	Поперечная несогласная	Не реализуются
			5	206	37	Диагональная несогласная	Не реализуются
			6	68	29	Поперечная не согласная	Не реализуются
			7	335	88	Диагональная согласная крутая	Не реализуются

Метод наземного лазерного сканирования может быть использован широко для получения данных о геометрических параметрах карьеров, элементах залегания трещин и разрывных нарушений, породных отвалов, хвостохранилищ и других объектов, расположенных на поверхности.

Точность получения параметров съемки определяется расстоянием между прибором и снимаемым объектом.



Leica HDS4400 технические характеристики	
Основные	
Тип инструмента	Компактный, импульсный, со встроенным двухосевым компенсатором, высокоскоростной сканер для горных работ с большим диапазоном измерения расстояний и широким углом поля зрения.
Интерфейс	Защищенный планшетный компьютер
Двигатель	Сервопривод
Накопитель данных	Защищенный планшетный компьютер
Камера	Встроенная цифровая камера 37 Мрх
Лазерная сканирующая система	
Тип	Импульсный 905 нм
Класс лазера	IR при выполнении измер. (IEC 60825-1)
Диапазон измерения расстояний	от 5 м до 700 м 600 м при 40 % альbedo (скала) 150 м при 5 % альbedo (уголь)
Скорость	4 400 точек в секунду
Расх. лазерн. луча	1.4 mrad
Угловое разрешение	0.108 °
Точность	
Изм. расстояния	20 мм на расстоянии до 50 м 50 мм при максимальной дальности
Угловая	+/- 0.04 °
Повторяемость	10 мм на расстоянии до 50 м
Поле зрения	
По горизонтали	360 °
По вертикали	80 °
Визирование	Встроенная, оптическая труба (16x) дополнительный красный лазерный указатель (pointer) 670 нм, класс лазера 3R

Рисунок 5.4 – Техническая характеристика лазерного 3D сканера

Использование результатов съемки лазерным сканером для получения элементов залегания трещин и размеров структурных блоков возможно при нахождении прибора от прибортового массива до 800 метров. При этом появляется уникальная возможность получения информации о положении прибортового массива без непосредственного контакта исполнителя [55, 56]. Предлагаемая методика изучения элементов залегания трещин пород с использованием лазерного сканера следующая:

- на карьере выбирается точка съемки трещин прибортового массива, где устанавливается штатив сначала с электронным тахеометром со спутниковым приемником для определения координаты точки стояния, затем снимается тахеометр и устанавливается лазерный сканер, с помощью которого производится съемка прибортового массива (рисунок 5.5) Следует отметить, что точка, с которой производится съемка, выбирается таким образом, чтобы можно было максимально снять

обнаженную часть структуры приборного массива. Расстояние до снимаемого массива в этом случае не должно превышать 800 метров;



Рисунок 5.5 – Съёмка элементов залегания трещин на карьере «Васильковский» с помощью сканера (сентябрь, 2011)

- включается сканер и осуществляется съёмка поверхности откоса структурных особенностей приборного массива через установленный шаг сканирования;

- после этого на компьютере с помощью программы «Maptek I-Site Studio» создается облако точек с наложением фотографии;

- обрабатывается полученная объемная электронная версия приборного массива на компьютере (рисунок 5.6) с целью получения параметров залегания трещин и разрывных нарушений: углов падения и простирания, размеров структурных блоков, образованных трещинами (рисунок 5.7).

При этом размеры породных блоков между трещинами вычисляются по разности координат точек, взятой по нормали между трещинами, а элементы залегания трещины угол простирания и угол наклона находятся в результате построения поверхности трещины [8].

Величины дирекционных углов и углов наклона поверхностей ослаблений могут быть вычислены через координаты не менее 3-х точек, взятых с поверхности трещины на рисунке 5.8.

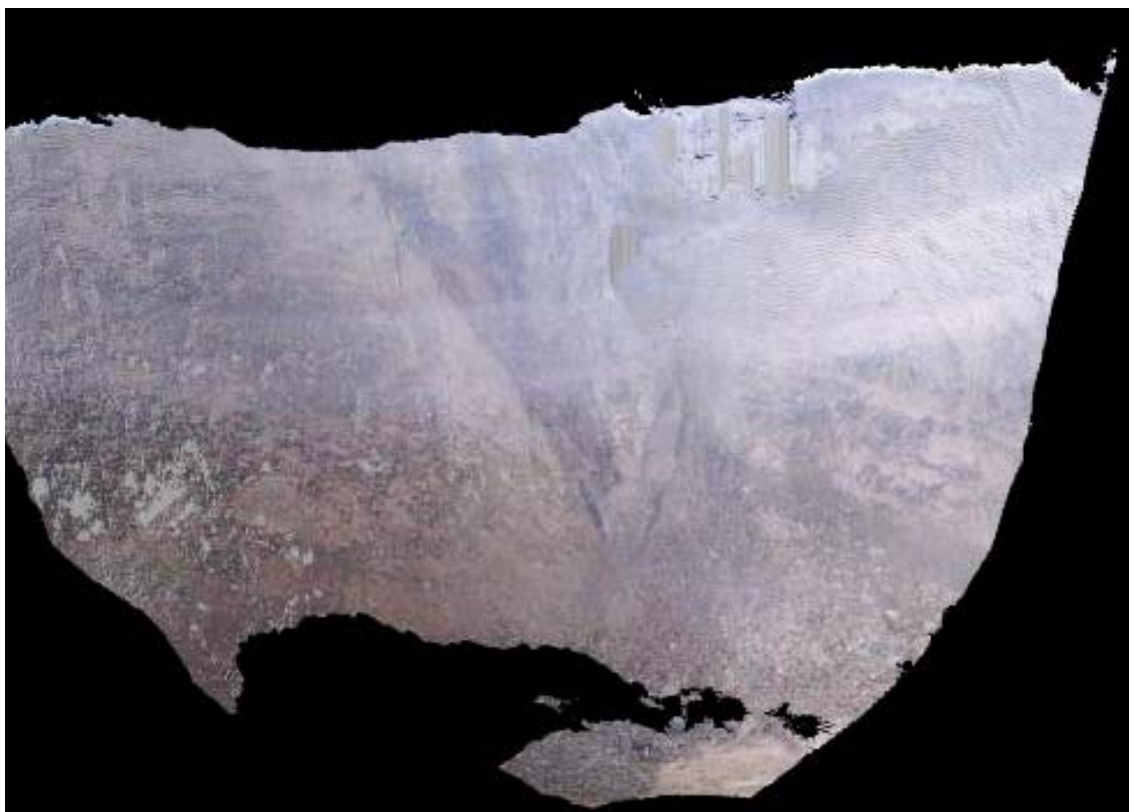
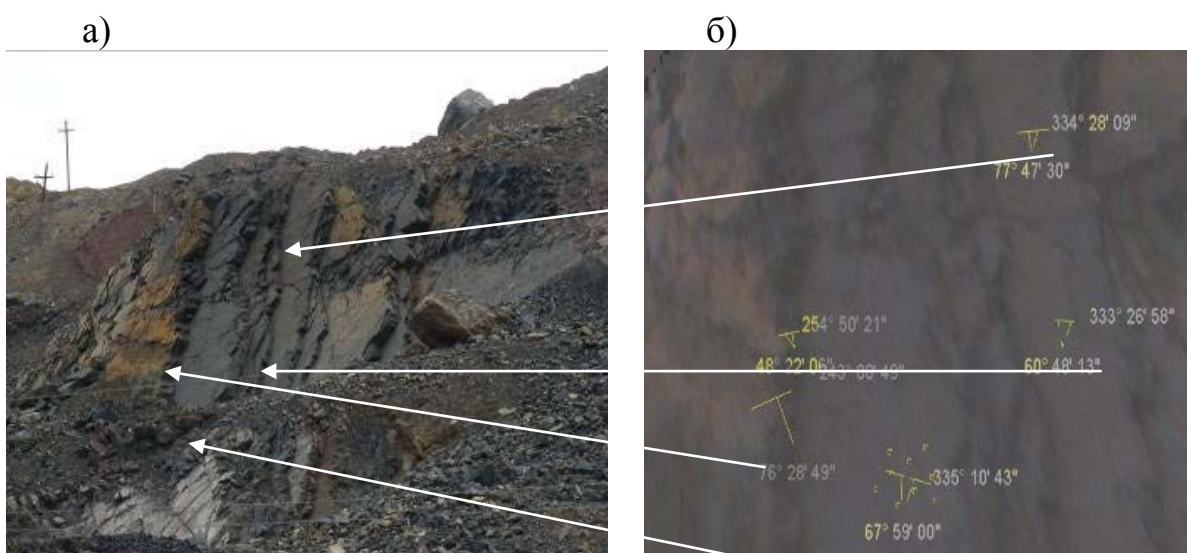


Рисунок 5.6 – Цифровая модель участка карьерного поля



а – трещины в откосе уступа; б – элементы залегания трещин

Рисунок 5.7 – Изучение трещиноватости пород на карьере «Ушкатын-3»



Рисунок 5.8 – Определение элементов залегания трещин

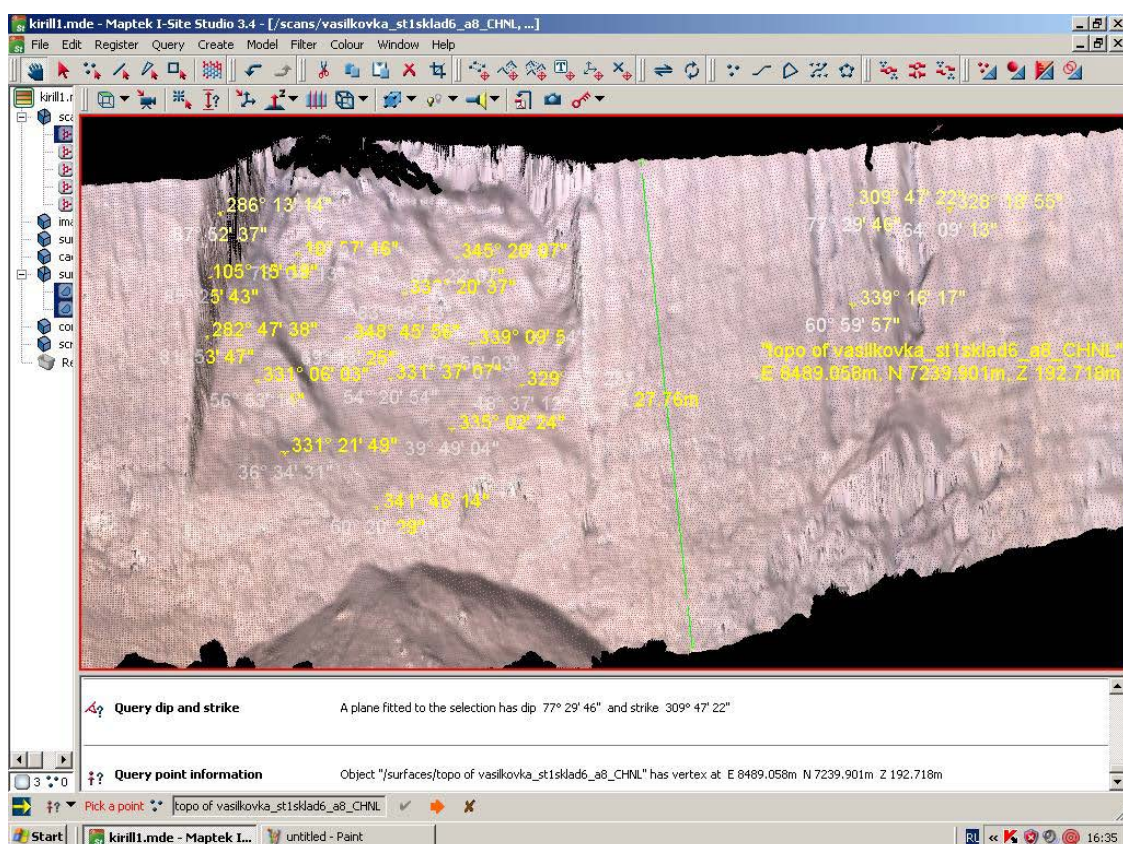


Рисунок 5.9 – Определение элементов залегания трещин на станции с помощью программы «MaptekI-SiteStudio»

Получение цифровой модели прибортовых массивов карьера возможна благодаря использованию программного комплекса «MaptekI-SiteStudio» (рисунок 5.9), где вычисляются значения элементов залегания трещин: азимута простирания, углов падения и размеров породных блоков. При этом цифровая модель содержит полную информацию о прибортовом массиве горных пород. Используя программу по обработке данных трещиноватости пород, выделяются системы трещин, размеры блоков для

использования их в паспорте прочности применительно к массиву. Результаты обработки трещиноватости горных пород по наблюдательным станциям и их сравнение между замерами горным компасом и лазерным сканером дали расхождение в 3-4 %, что является допустимым.

5.5 Результаты исследования нарушенности горных пород по месторождениям Центрального Казахстана

На протяжении нескольких десятилетий сотрудники кафедры маркшейдерского дела и геодезии КарПТИ изучали трещиноватость пород на карьерах Центрального Казахстана. Результаты исследований нами обобщены и сведены в таблице 5.4.

Съемка элементов залегания трещин выполнялась непосредственно на откосах уступов действующих карьеров с помощью горного компаса, рулетки и других приборов. Обработка результатов замеров с выявлением систем трещин сделана по общепринятой методике [4]. Выполнена количественная оценка выявленных систем трещин путем вычисления частности, позволившая установить преобладание тех или иных систем трещин на месторождении и их приоритетного направления. В целом по горнорудным месторождениям Центрального Казахстана средневзвешенные значения по пяти выявленным приоритетным направлениям поверхностей разломов и трещин приведены в таблице 5.5 и показаны на рисунке 5.11.

Наиболее приоритетная система трещин – первая – с частностью $m=38,1\%$ имеет северо-восточное простираие, вторая система $m=30,1\%$ – меридиональное (северо-западное).

Общеизвестно, что рудные месторождения приурочены к зоне геологических разломов земной коры.

По данным геологоразведочных работ в процессе геологического развития в пределах Казахской складчатой системы (Центральный Казахстан) сформировался ряд разнородных и разновозрастных тектонических областей, различающихся геолого-структурной позицией [10]. В соответствии с общими закономерностями развития земной коры Центрального Казахстана воздействие разнонаправленных напряжений привело к тому, что на юге-западе преобладает западное, северо-западное «Тянь-Шаньское» направление основных структурно-тектонических элементов (Чу-Илийский мегантиклинорий), на западе – меридиональное «Уральское» (Улытау-Арганатинский и Байконыр-Ишимский мегантиклинории), северо-востоке – северо-западное «Алтайское» (Чингиз-Тарбагатайский мегантиклинорий) и субширотное в пределах Карагандинского, Успенского, Акжальского и Акбастауского синклинориев.

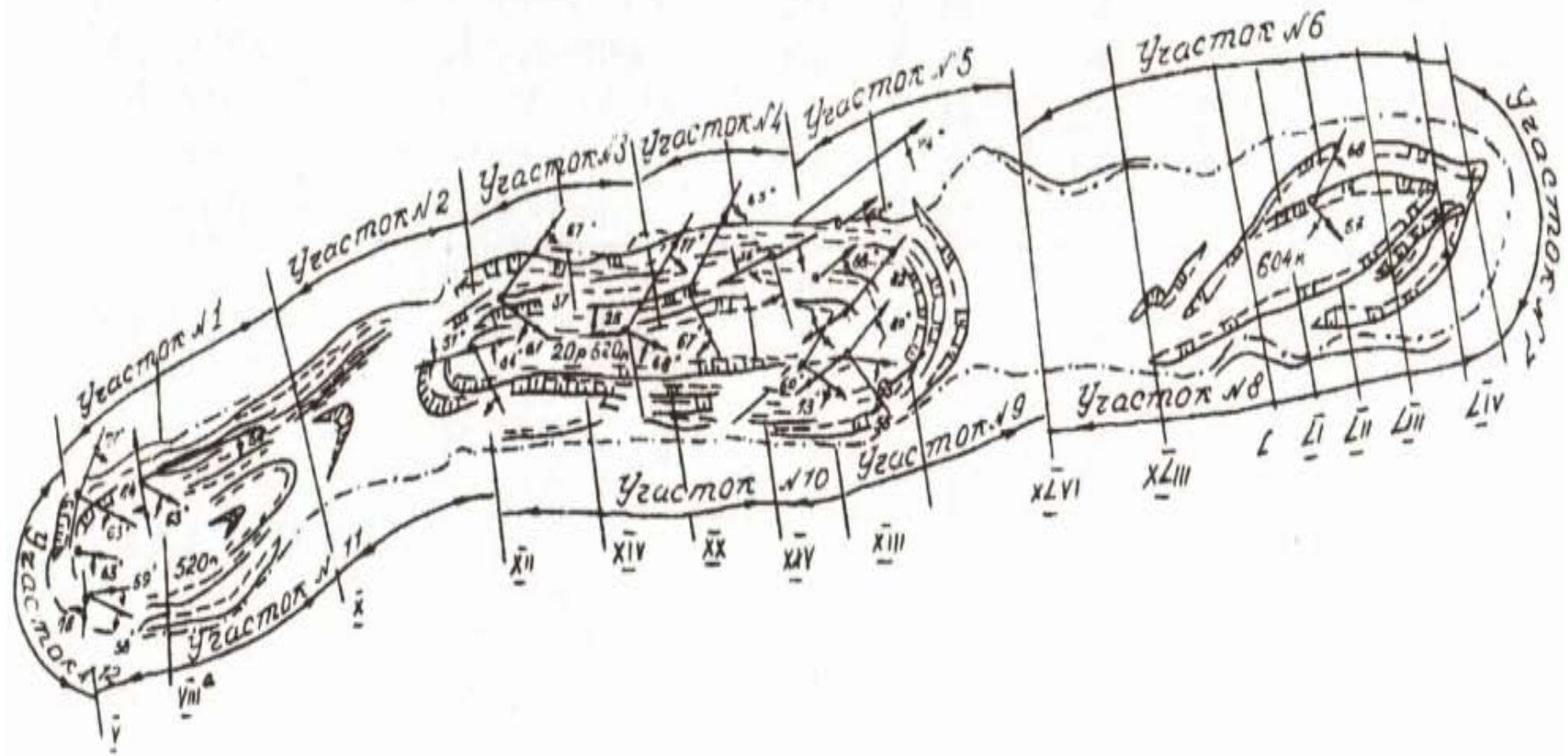


Рисунок 5.10 – Карта трещиноватости горных пород Топарского карьера

Таблица 5.4 – Изученность структурно-тектонических особенностей месторождений полезных ископаемых Центрального Казахстана

Месторождение (карьер) и исполнители	Основные типы пород, слагающих борта карьера	Элементы систем трещин				Примечание (приоритет проявле- ния трещин)	
		Магнитн ый азимут простира- ния, град.	Угол падения, град.	Кол-во изме- рений, шт.	Частота проявления $m=n/N \cdot 100\%$		
1	2	3	4	5	6	7	
1.Коунрадское (Коунрад) [В.Н. Попов, Р.П. Окатов, Ф.К. Низаметдинов]	1.Гранодиориты	11	Меднорудные 56	451	65,7	1	
	2. Порфиры	338		96		14,0	2
	3.Кварцевые диориты	128		37		5,4	5
	4.Песчаники	285		40		5,8	4
		60		62		9,1	3
2.Саякское (Саяк) [Р.П. Окатов, А.Т. Каймаков]	1.Туфоалевролиты	16	80	25	8,1	4	
	2.Печчаники	51	78	176	57,0	1	
	3.Мраморы	150	67	45	14,6	3	
	4.Гранатовые ск.	180	80	14	4,7	5	
	5.Гранодиориты	230	72	49	15,6	2	
3.Жезказганское (Златоуст- Беловский) [М.Л. Рудаков, А.П. Ли, А.М. Леонов]	1.Красные сланцы	62	80	32	8,7	5	
	2.Розовые песчаники	163	73	104	28,3	2	
	3.Красные алевролиты	263	87	128	34,7	1	
	4.Серые песчаники	347	80	64	17,5	3	
	5.Зеленовато-серые песчаники	200	46	40	10,8	4	
4.Жезказганское (Акчий-Спасский) [Р.П. Окатов, Ф.К. Низаметдинов, Г.И. Самарцев]	1.Песчаники красно- бурые	74	52	215	53,8	1	
	2.Песчаники зеленовато-серые	176	75	65	16,2	2	
	3.Песчаники серые	257	66	15	3,8	5	
	4.Аргиллиты	330	76	60	15,0	3	
	5.Алевролиты красные	332	36	45	11,2	4	

Продолжение таблицы 5.4

1	2	3	4	5	6	7
5.Карагайлинское (Главный) [Р.П. Окатов, В.Н. Попов, Ф.К. Низаметдинов]	1.Сланцы кремнисто-глинистые 2.Роговики 3.Песчаники полимиктовые 4.Кварцевые породы 5.Скарны	349	Полиметаллические		26,5 3,3 4,2 23,5 10,6 31,9	2 6 5 3 4 1
		245	62	250		
		210	84	30		
		163	72	40		
		155	78	220		
		54	52	100		
6.Карагайлинское (Дальний) [Ф.К. Низаметдинов, Р.П. Окатов]	1.Габбро-диориты 2.Алевропесчаники 3.Роговики темно-серые 4.Джеспилиты 5.Диабазы	68	70	80	24,8	2
		328	50	40	12,4	3
		210	68	30	9,3	4
		0	61	142	44,2	1
		258	70	30	9,3	5
7.Катпарское (Северный-Катпар) [Ф.К. Низаметдинов, Р.П. Окатов]	1.Туфоалевролиты 2.Дайки диоритов 3.Скарнированный известняк 4.Углистый известняк	70	72	82	55,	1
		154	63	24	16,1	2
		324	81	21	14,1	3
		106	81	11	7,4	4
		350	12	11	7,4	5
8.Каражальское [М.Л. Рудаков, А.М. Леонов, А.П. Ли]	1.Известняки 2.Песчаники 3.Железисто-кремнистая порода 4.Глинистые сланцы 5.Алевролиты	14	Железорудные		11,4 34,1 20,4 27,3 6,8	4 1 3 2 5
		290	70	35		
		190	49	105		
		344	81	63		
		86	68	84		
		89	21			

Окончание таблицы 5.4

1	2	3	4	5	6	7
9.Алексеевское (Доломитовый) [Р.П. Окатов, Ф.К. Низаметдинов]	1.Доломито-сланцевая толща	26	Нерудные		17,6 29,6 17,6 17,6	2 1 3 3 3
		78	58	12		
	132	62	20			
	200	63	12			
	313	57	12			
10. Южно- Топарское (Топарский) [Р.П. Окатов, Ф.К. Низаметдинов]	2.Углисто-глинистые сланцы	200	63	12	38,4 31,0 18,8 7,8 4,0	1 2 3 4 5
		313	63	12		
	52	69	408			
	79	68	330			
	127	67	199			
248	22	84				
329	82	43				

Таблица 5.5 – Основные системы трещин пород месторождений полезных ископаемых Центрального Казахстана

Система трещин, №	Средневзвешенные значения элементов залегания, градус		Кол-во измерений, шт.	Частность проявления, %	
	Азимут простирания				Угол падения
	магнитный	истинный			
1	62,6	70,6	68,1	1705	38,1
2	355,0	3,0	63,0	1343	30,1
3	148,9	156,9	69,3	741	16,6
4	266,7	274,7	70,2	393	8,8
5	192,1	200,1	71,1	290	6,4

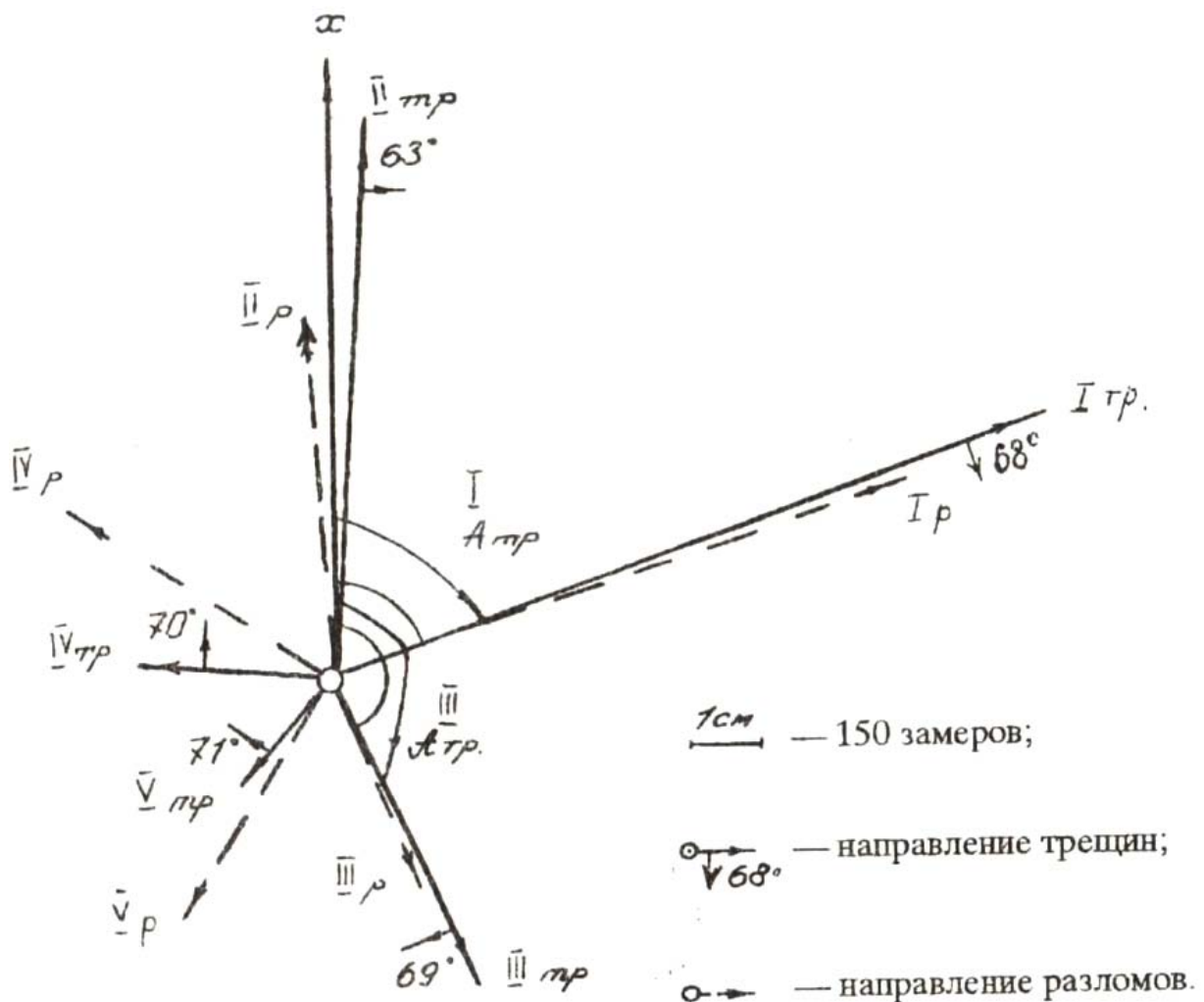


Рисунок 5.11 – Диаграмма векторного распространения элементов залегания систем структурных разломов и трещин в Центральном Казахстане

Выявленные основные разломы приведены на тектонической карте Центрального Казахстана. Нанеся на нее местоположение разрабатываемых горнорудных месторождений и векторное преобладающее направление трещиноватости горного массива, можно наблюдать хорошую сходимость геологоразведочных данных с практикой (таблица 5.6).

Полученные значения отклонений истинных азимутов (в пределах 10%) показывают хорошую сходимость средневзвешенных элементов залегания разломов и систем трещин. Более точное их совпадение для систем: 1, 3 и 2. Отклонения колеблются от 0,4 до 1,5 %. Это доказывает, что формирование направлений трещин соподчинено с направлением глобальных разрывных нарушений. Причем направления простирания двух первых основных систем разломов и трещин характеризуют напряженное состояние земной коры и связано это, по всей вероятности, с постоянным действием (влиянием) сил на поверхность Земли за счет ее вращения вокруг своей оси и Солнца.

Таблица 5.6 – Данные для сравнения значений истинных азимутов простирания разломов и систем трещин

Основная система разломов и трещин, №	Средний истинный азимут простирания, град		Отклонение азимутов	
	систем трещин (по горным работам)	разломов (по данным геологоразведки)	в градусах	в %
1	70,6	71,0	-0,4	0,6
2	3,0	357,5	+5,5	1,5
3	156,6	157,6	-0,7	0,4
4	274,7	303,3	-28,3	9,7
5	200,1	213,0	-12,9	6,2

Сравнение приведенной авторами работы количественной оценки выполненных геологоразведочных работ в части структурно-тектонических особенностей горных массивов в пределах Центрального Казахстана с данными практики на карьерах показывает, что геологоразведочные результаты могут с успехом использоваться для оптимизации процесса инженерно-геологических исследований при подготовке месторождений к эксплуатации и проектированию карьеров.

5.6 Создание трехмерных моделей карьеров

Современный уровень развития науки и техники предполагает применение в горнодобывающей области современных методов исследования, основанных на применении компьютерных технологий. Совершенствование методов исследований заключается в учёте всё большего количества необходимых параметров, усложнении исследуемых моделей и приближении их к фактической горно-геологической ситуации исследуемого месторождения. Кардинальным шагом в этом направлении является переход на трёхмерное моделирование месторождений. Работа с такими моделями позволяет не только оперативно решать горнотехнические задачи, но и открывает широкие перспективы перед исследователями для применения современных аналитических и численных методов.

В настоящее время известен опыт применения 3D моделей месторождений в специализированных коммерческих программных комплексах для решения различных горнотехнических задач на горнодобывающих предприятиях (рисунок 5.12). Но они, как правило, ограничиваются определением запасов полезного ископаемого и планированием их извлечения.

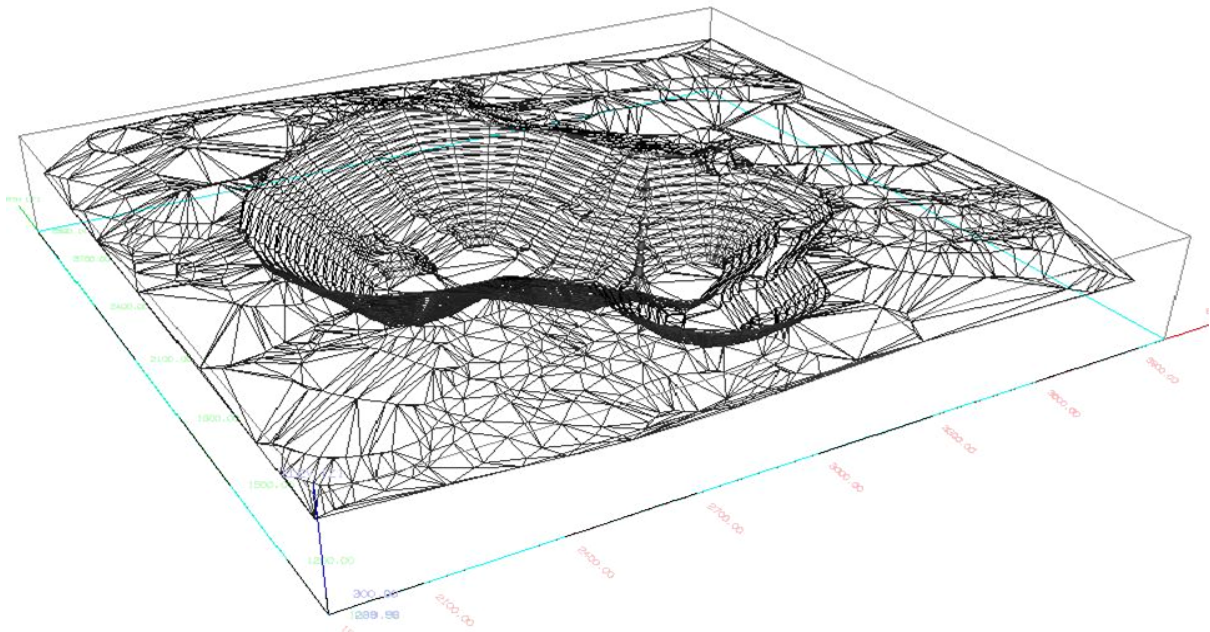


Рисунок 5.12 – 3D модель карьера в системе GEMCOM

Трёхмерное моделирование несёт существенные преимущества для исследований в области геомеханики и геометризации месторождений:

- полнота анализируемых данных наиболее приближена к фактической горно-геологической ситуации;

- есть возможность оценить взаимное влияние пространственных элементов модели;
- возможна разработка и применение геомеханических методов, учитывающих объёмное распределение нагрузок;
- наглядность и информативность модели позволяет выявить скрытые проблемные участки и определить их параметры.

Исходными данными для моделирования являются результаты геологоразведки, первичная и эксплуатационная геолого-графическая информация. Это могут быть стратиграфические разрезы, данные по скважинам, результаты опробования, геологические разрезы и погоризонтные планы.

Трёхмерное моделирование рудных тел для исследования геомеханической ситуации было выполнено на месторождении «Акжал» (рисунок 5.13). Ввиду сложности решаемого вопроса и вышеуказанных преимуществ было решено создать цифровую трёхмерную модель геологической ситуации месторождения.

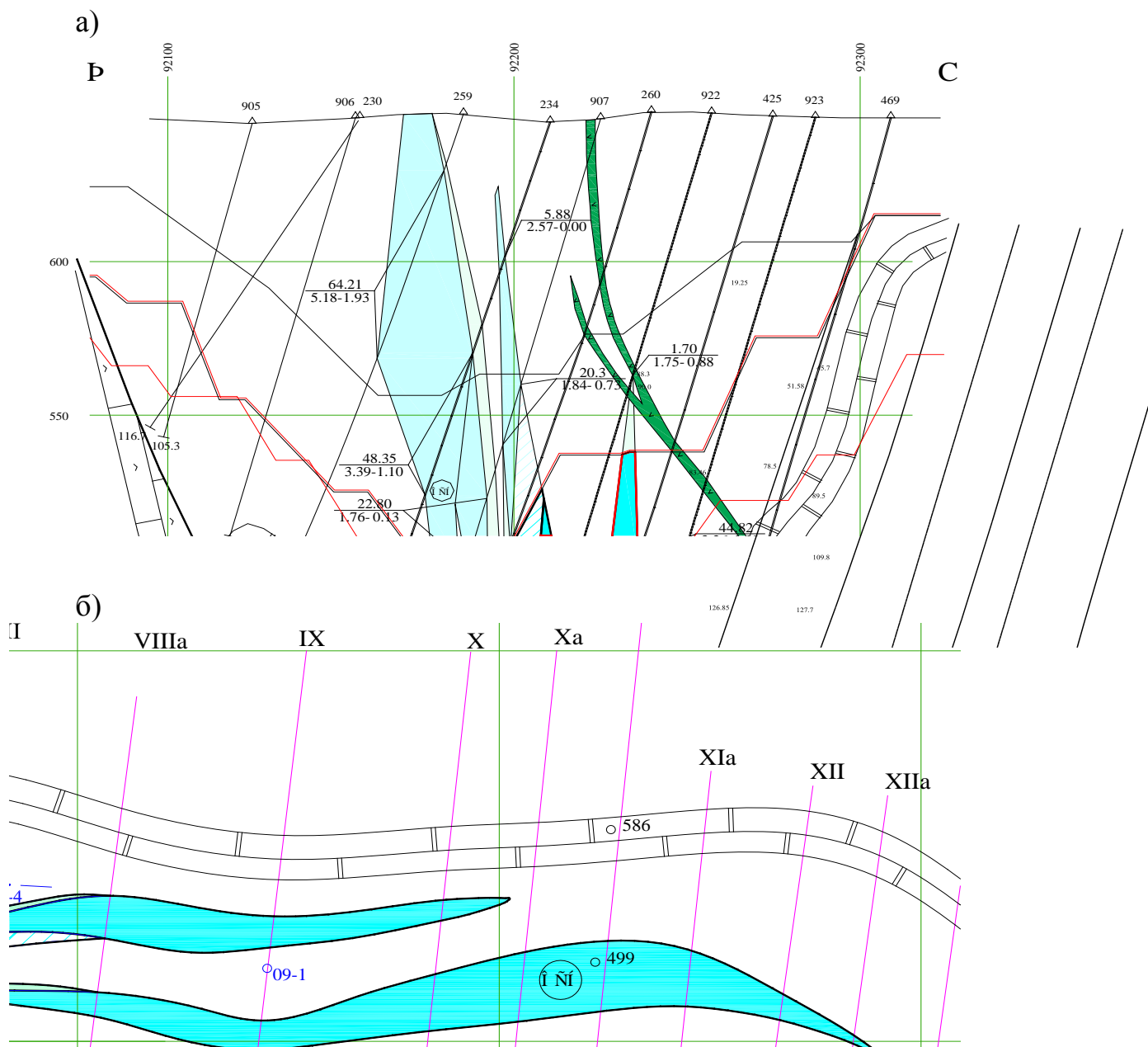


Рисунок 5.13 – Трёхмерная модель карьера «Восточный» месторождения Акжал

Первым этапом моделирования является классификация и первичная обработка исходных данных, заключающаяся в выборе необходимого и достаточного объёма геолого-графических данных (рисунок 5.14) и приведение их к единому формату, допускающему корректное совмещение.

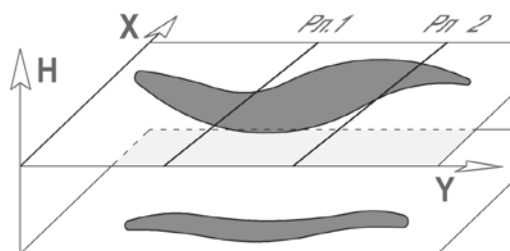
В процессе моделирования было подготовлено 6 погоризонтных планов с 185 м по 305 м и 45 геологических разрезов.

В процессе моделирования было произведено ориентирование и пространственная привязка структурных элементов будущей модели. Каждый погоризонтный план, согласно сетке координат был расположен на соответствующей высотной отметке (рисунок 5.15 а), а геологические разрезы совмещены с вертикальными плоскостями, проходящими через соответствующие разведочные линии (рисунок 5.15 б).



а – геологический разрез (профиль);
 б – фрагмент погоризонтного плана
 Рисунок 5.14 – Исходные геологические данные

а)



б)

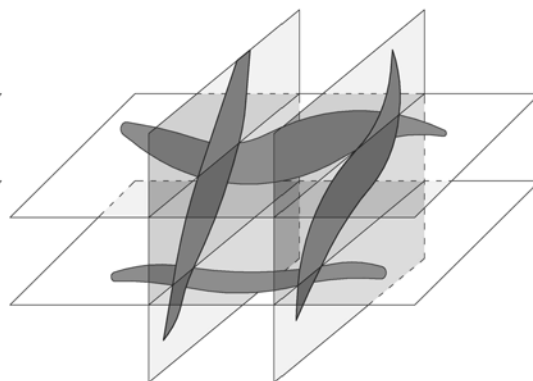


Рисунок 5.15 – Схема ориентирования и привязки структурных элементов модели

Завершающим этапом моделирования явилась трёхмерная аппроксимация геометрических параметров структурных элементов модели. При этом произведен анализ их взаимного положения и интерполяция контурных образующих, по которым создаётся каркасная модель рудных тел (рисунок 5.16). На основе каркасной модели выполняется пространственная триангуляция, в результате которой получаем трёхмерную поверхность рудных тел (рисунок 5.17).

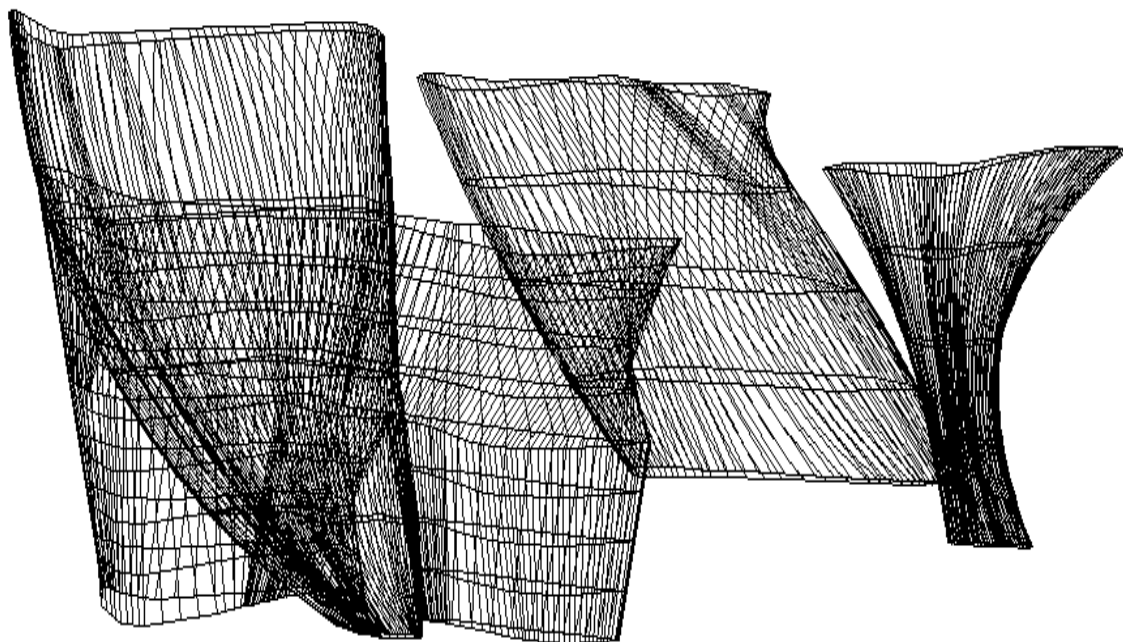


Рисунок 5.16 – Каркасная модель рудных тел Центрального участка месторождения Акжал

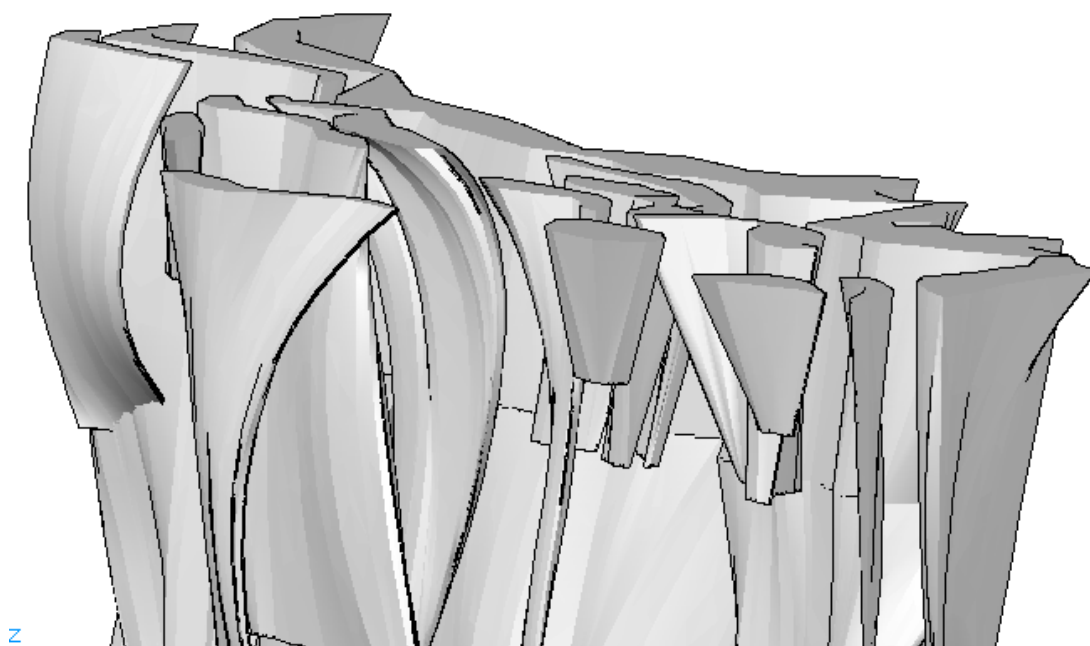


Рисунок 5.17 – 3D модель поверхности рудных тел
Центрального участка месторождения Акжал

Разработка 3D моделей месторождений является весьма актуальной научной и практической задачей, от успешного решения которой зависит эффективность работы горнодобывающих предприятий на основе широкого внедрения и использования современных компьютерных технологий при решении горно-геометрических и горнотехнических задач.

В результате выполненных исследований получены цифровые 3D модели рудных тел и основных геологических элементов Акжальского месторождения, которые позволяют интегрировать их в современные аппаратно-программные комплексы по решению актуальных задач горного дела.

6 РАСЧЕТ И ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

6.1 Обоснование прочностных характеристик горных пород

Основными физико-механическими свойствами горных пород, необходимыми для решения вопросов устойчивости откосов на карьерах являются плотность γ , сопротивление сжатию $\sigma_{сж}$ и разрыву σ_p , сцепление k и угол внутреннего трения ρ пород и породных контактов.

Для определения расчетных прочностных характеристик пород необходимо вначале, используя результаты лабораторных испытаний, рассчитать их значения в массиве.

Многочисленными исследованиями ВНИМИ [1] установлено, что угол внутреннего трения ρ по шероховатым поверхностям лишь на $1-3^0$ меньше, чем угол внутреннего трения полученный по лабораторным испытаниям, поэтому показатели лабораторных испытаний угла внутреннего трения могут использоваться для расчета устойчивости массива, когда поверхность скольжения не совпадает со сплошными трещинами массива.

Плотность пород γ с достаточной точностью определяется по кернам геологических скважин, поэтому в расчетах на устойчивость значения плотности для всех разновидностей горных пород принимаются на основе лабораторных испытаний.

На величину сцепления в массиве влияют степень трещиноватости пород, размер и форма деформирующихся блоков. Величина сцепления в образцах отдельных разновидностей пород в десятки раз превышает сцепление в массиве, поэтому в полученные в лабораторных условиях значения сцепления твердых пород необходимо вводить так называемый коэффициент структурного ослабления λ_0 . Сцепление в массиве для поверхностей ослабления, предлагается рассчитывать по формуле [22]

$$k = k' + (k_0 - k')\lambda_0, \quad (6.1)$$

где k_0 - сцепление в образце, т/м²;

k' - сцепление по трещинам, т/м²;

$\lambda_0 = 1/(1 + a \cdot \ln H/l)$ - коэффициент структурного ослабления: H – глубина залегания пород, м; l - средний размер элементарного блока, м; a - коэффициент зависящий от прочности пород в монолитном образце и характера трещиноватости.

Коэффициент a для различных литологических типов пород в зависимости от глубины залегания и величины сцепления в монолите

получены по результатам исследований ВНИМИ [1, 22] и приведены в таблице 6.1.

Размеры элементарных структурных блоков I определяются по результатам съемки трещиноватости.

Таблица 6.1 – Значения коэффициента a для различных пород

Группа пород	Наименование пород и характер трещиноватости	Величина сцепления в монолите t/m^2	Величина коэффициента a
III	Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчано-глинистые отложения, сильно выветрелые, полностью каолинизированные изверженные;	40-90	0,5
	Уплотненные песчано-глинистые, в основном, нормально секущей трещиноватости.	100-200	2
II	Сильно каолинизированные изверженные Уплотненные песчано-глинистые с развитой косесекущей трещиноватостью каолинизированные изверженные; Средней крепости слоистые, преимущественно нормально секущей трещиноватости.	300-800	2
		300-800	3
		1000-1500	3
		1500-1700	4
		1700-2000	5
I	Крепкие преимущественно нормально секущей трещиноватостью; Крепкие изверженные с развитой косесекущей трещиноватостью.	2000-3000	6
		>3000	7
		>2000	10

Ориентировочные величины сцепления по контактам слоев некоторых пород приведены в таблице 6.2, составленной по результатам исследований ВНИМИ [1, 22].

Таблица 6.2 – Значения сцепления по контактам слоев

Характеристика поверхностей ослабления	Характеристика толщи	Величина сцепления, t/m^2
Поверхности скольжения по контактам слоев	Дислоцированная осадочная толща	2-5
Контакты слоев	Неуплотненная не дислоцированная слабо-рассланцованная осадочная толща	50% от сцепления под углом наслоения
Контакты слоев	Уплотненная слабо-рассланцованная осадочная толща	10-18
Контакты слоев	Метаморфизированная осадочная толща	5-10
Сплошные неровные трещины и тектонические нарушения	Массивы изверженных и метаморфических пород	5-10

Расчет устойчивости изотропных откосов производится по средневзвешенным физико-механическим характеристикам, определяемым по формулам [22]:

$$k_{cp} = \frac{\sum k_i \cdot l_i}{\sum l_i}; \quad \rho_{cp} = \arctg \frac{\sum tg \rho_i \cdot l_i}{\sum l_i}; \quad \gamma_{cp} = \frac{\sum \gamma_i \cdot h_i}{\sum h_i}, \quad (6.2)$$

где k_i, ρ_i, γ_i – сцепление т/м², угол внутреннего трения, градус и плотность пород т/м³ каждого слоя;

l_i – длина поверхности скольжения в данном слое, м;

h_i – мощность слоев, слагающих откос, м.

Величины сцепления по поверхностям ослабления определяются путем натуральных испытаний. Ориентировочные значения этих величин представлены в таблице 6.2.

В средневзвешенные характеристики сопротивления сдвигу, а также в характеристики слоев и по другим поверхностям ослабления вводится необходимый коэффициент запаса n_3 , значение которого зависит от строения массива горных пород, назначения уступов и бортов (рабочий и нерабочий) и срока службы откоса и принимается по исследованиям ВНИМИ [22]; значения этих коэффициентов запаса приведены ниже в таблице 6.3.

Расчетные показатели прочностных свойств пород с учетом выбранного коэффициента запаса определяются по формулам

$$k = k_{cp} / n_3; \quad tg \rho = tg \rho_{cp} / n_3; \quad k' = k' / n_3; \quad tg \rho' = tg \rho' / n_3; \quad (6.3)$$

дальнейшие расчеты параметров откосов производятся по этим измененным характеристикам по условию предельного равновесия.

Таблица 6.3 – Рекомендуемые величины коэффициента запаса

Общая характеристика откоса (или борта)	Величина коэффициента запаса в зависимости от срока службы откоса	
	до 5 лет	более 5 лет
Нерабочий борт, сложенный глинистыми или трещиноватыми породами	1,20	1,30
Нерабочий борт с преобладанием песчаных и гравелистых пород	1,15	1,20
Рабочий борт	1,20	-
Откосы рабочий уступов и отвалов	1,20	-
Откосы уступов нерабочего борта, сложенного глинистыми и трещиноватыми породами	1,50	2,00
Откосы уступов нерабочего борта, сложенного песчаными и гравелистыми породами	1,15	1,20

6.2 Методы расчета устойчивости откосов

Все методы расчета основываются на предельном равновесии сыпучей среды. При этом возможны два принципиальных подхода: в первом случае предполагается, что предельное равновесие удовлетворяется в каждой точке некоторой области; во втором – условие предельного равновесия удовлетворяется по внутренней границе некоторой области. Методы первой группы называются методами предельного напряженного состояния сыпучей среды; они более точны в математическом отношении, но в реальных геологических и горнотехнических условиях могут быть использованы в редких случаях и используются в основном как критерий упрощенных в математическом отношении инженерных способов расчета.

Наиболее широкое применение получили методы второй группы, основанные на предельном равновесии по наиболее слабым поверхностям, положение которых устанавливают тем или иным способом. Эти методы просты в математическом отношении и дают достаточную для практики точность расчетов. К ним относятся: метод алгебраического сложения сил по круглоцилиндрической или монотонной криволинейной поверхности, метод многоугольника сил и комбинация методов предельного напряженного состояния, многоугольника сил и алгебраического сложения по плавной криволинейной поверхности.

6.2.1 Построение поверхности скольжения в изотропном (квазиизотропном) массиве

При расчетах устойчивости карьерных откосов большую сложность представляет задача отыскания в массиве наиболее слабой поверхности (потенциальной поверхности скольжения), по которой возможно оползание пород. Чаще всего форма наиболее слабой поверхности принимается круглоцилиндрической, а ее положение в откосе может быть найдено методом подбора, однако это связано с большим объемом графических и вычислительных работ.

«Методические указания...» [22] рекомендуют форму и расположение поверхности скольжения в неослабленном массиве определять по способу проф. Г.Л. Фисенко, построение которой основано на положениях теории предельного равновесия сыпучей среды:

а) элементарные площадки скольжения в однородном массиве возникают лишь при напряжении σ_1 не менее

$$\sigma_1 = \sigma_0 = 2 \cdot k \cdot ctg(45^\circ - \rho/2), \quad (6.4)$$

где k – сцепление горных пород, т/м²;
 ρ – угол внутреннего трения пород, градус,
 поэтому в массиве однородного откоса площадки скольжения
 возникают с глубины

$$H_{90} = \sigma_0 / \gamma = (2 \cdot k) / \gamma \cdot \operatorname{ctg}(45^\circ - \rho / 2), \quad (6.5)$$

где γ – объемный вес пород, т/м³;

б) к направлению наибольшего главного напряжения элементарные
 площадки скольжения располагаются под углом $\mu = 45^\circ - \rho / 2$;

в) в массиве горных пород вдали от откоса направление наибольшего
 главного напряжения совпадает с вертикалью; при приближении к
 поверхности откоса наибольшее главное напряжение отклоняется от
 вертикали в сторону откоса и на поверхности откоса совпадает с ним;

г) наклон отдельных участков поверхности скольжения призмы
 обрушения в однородном массиве плавно изменяется от направления под
 углом μ к вертикали в верхней части поверхности скольжения до
 направления под углом μ к поверхности откоса.

Построение поверхности скольжения исходя из вышеизложенного
 выполняется следующим образом (рисунок 6.1).

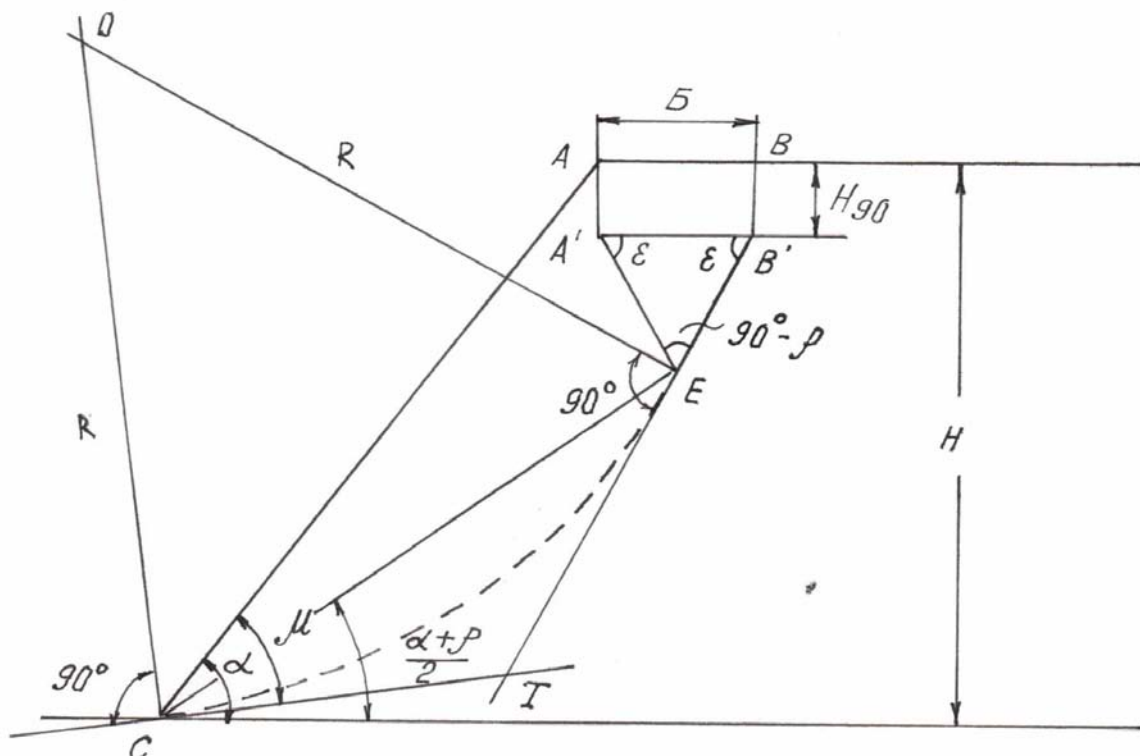


Рисунок 6.1– Построение поверхности скольжения
 в однородном массиве

1. Определяют H_{90} (6.5) и от верхней бровки откоса А проводится вертикаль $AA'=H_{90}$. Из точки А' под углом к горизонту $\xi = 45^\circ + \rho/2$ проводится прямая.

2. Из нижней бровки откоса С под углом $(\alpha + \rho)/2$ (где α - угол откоса борта карьера, градус) к горизонту проводится линия СЕ до пересечения с линией А'Е в точке Е. Из точки Е под углом $(90^\circ - \rho)$ к А'Е проводится линия ЕВ'; из точки В' – вертикаль до верхней границы откоса. Тогда АВ = Б – ширина призмы возможного обрушения.

3. Из нижней бровки С под углом $\mu = 45^\circ - \rho/2$ к откосу проводится линия СТ. В точках С и Е восстанавливаются перпендикуляры к отрезкам СТ и В'Е до пересечения в точке О - центре окружности.

4. Из точки О радиусом R проводится дуга СЕ. Образующая поверхность ВВ'ЕС, которая является наиболее опасной.

Описанным выше способом определяется положение поверхности скольжения в откосе, находящемся в предельном равновесии. В откосе с коэффициентом запаса устойчивости n (в откосе, находящемся в допредельном состоянии) наиболее напряженную поверхность отыскивают по расчетным характеристикам k_n и ρ_n .

Форма и расположение поверхности скольжения будут аналогичны и в неоднородном неослабленном (квазиизотропном) массиве (в массиве слоистых пород при наличии слабых контактов и других поверхностей ослабления массива, если они ориентированы так, что по ним не может проходить поверхность скольжения). В массивах пород, содержащих природные поверхности ослабления (дизъюнктивные нарушения, тектонические трещины большого протяжения, слабые контакты слоев и т.п.), неблагоприятно ориентированные относительно откоса, поверхности скольжения могут совпадать с ними частично или полностью.

6.2.2 Метод алгебраического сложения сил

Метод алгебраического сложения сил используют для определения коэффициента запаса устойчивости по круглоцилиндрической или монотонно криволинейной поверхности.

Решение задачи осуществляется в следующей последовательности.

1. Прибортовой массив, ограниченный поверхностью скольжения (рисунок 6.2), разбивается вертикальными линиями на ряд блоков шириной a_i . Вес пород P_i в каждом расчетном блоке на 1 пог.м простираения борта будет равен

$$P_i = a_i h_i \gamma, \quad (6.6)$$

где a_i – ширина блока (столбика), м;
 h_i – высота блока, м;
 γ – плотность пород, т/м³.

2. Вес каждого блока P_i раскладывается на касательную T_i и нормальную N_i составляющие к поверхности скольжения:

$$T_i = P_i \sin \delta_i; \quad N_i = P_i \cos \delta_i, \quad (6.7)$$

где δ_i – угол наклона площадки скольжения в пределах блока, градус.

3. С учетом сцепления k по расчетной поверхности скольжения длиной L коэффициент запаса устойчивости определится из выражения

$$n = (tg\rho \sum N_i + kL) / \sum T_i, \quad (6.8)$$

или

$$n = (tg\rho \sum P_i \cos \delta_i + kL) / \sum P_i \sin \delta_i. \quad (6.9)$$

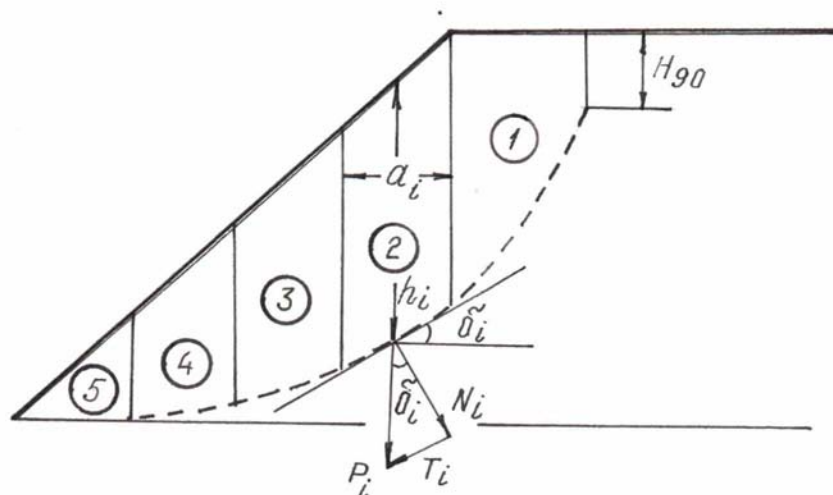
Если разделить левый и правый члены уравнения (6.8) на величину n , получим выражение

$$1 = ((tg\rho / n) \cdot \sum N_i + (k / n) \cdot L) / \sum T, \quad (6.10)$$

т.е. устойчивое равновесие по поверхности с коэффициентом запаса устойчивости n можно рассматривать как предельное равновесие с новыми прочностными характеристиками пород, меньшими исходных характеристик в n раз:

$$k_n = k / n; \quad tg\rho_n = tg\rho / n. \quad (6.11)$$

Изменяя исходные прочностные характеристики – сцепление k и угол внутреннего трения ρ массива, для каждого варианта отстраивается поверхность скольжения по Г.Л. Фисенко и методом алгебраического сложения определяется отношение удерживающих сил к сдвигающим. Поверхность скольжения, по которой это отношение окажется равным 1, будет искомой, а коэффициент запаса устойчивости по ней будет равным величине, на которую изменялись исходные физико-механические характеристики. Таким образом, для определения степени устойчивости откоса (коэффициента запаса устойчивости n) необходимо выполнить большой объем графических и вычислительных работ.



№ блоков	№ блоков	N_i	T_i
1			
2			
3			
4			
5			
		ΣN_i	ΣT_i

Рисунок 6.2 – К оценке устойчивости откоса методом алгебраического сложения сил

6.3 Метод многоугольника сил

В тех случаях, когда в массиве пород, слагающих откос, имеется ряд поверхностей ослабления, по которым сопротивление сдвигу значительно меньше, чем по другим направлениям, поверхность скольжения может частично или полностью проходить по такого рода поверхностям ослабления. Если поверхность ослабления пересекаются между собой в пределах призмы возможного обрушения, то в этом случае поверхность скольжения имеет вид ломаной линии. При этом возникает необходимость в учете сопротивления призмы обрушения излому по направлениям,

совпадающим с площадками скольжения второго семейства, которые отклонены от поверхности скольжения на угол $\omega = 90^\circ - \rho$.

Рассмотрим пример расчета устойчивости борта карьера, сложенного относительно крепкими породами, со слабым контактом в основании, с которым частично совпадает поверхность скольжения (рисунок 6.3). Расчет ведется с учетом прочностных характеристик массива k , ρ и поверхности ослабления k' , ρ' .

Призма возможного обрушения разделена на три блока (рисунок 6.3, а). В расчет принимаются следующие силы:

P_i – масса блока;

k_i, l_i – силы сцепления по граням блоков;

k', l_1 – силы сцепления по поверхностям скольжения;

R_i – реакция основания блока, равная равнодействующей сил трения и нормальной составляющей веса блока;

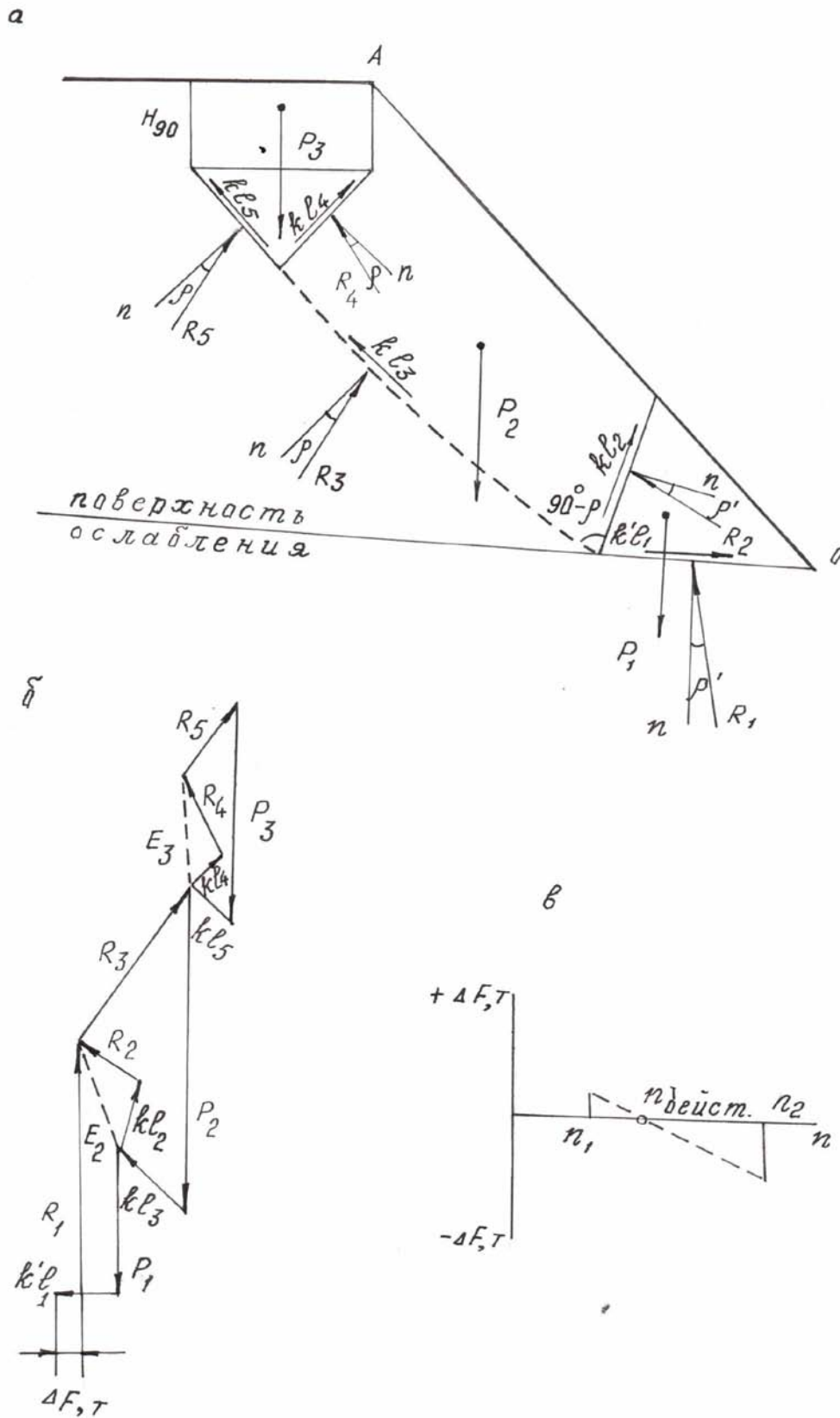
E_i – реакция смежных блоков на рассматриваемый блок, являющиеся равнодействующими сил трения и сцепления на боковых гранях.

Направления реакций смежного блока или основания отклонены от нормали к границе раздела на угол ρ (ρ').

Вначале находится площадь и масса каждого блока, затем суммарное сцепление по каждой грани блока $k'l_1, kl_2, \dots, kl_n$. На гранях блоков строятся направления реакций, для чего проводится нормаль к грани и от нее в сторону падения грани под углом ρ и ρ' – линия, определяющая направление реакции R_i .

Многоугольник сил строится для каждого блока. В выбранном масштабе вертикально вниз откладывается масса верхнего блока P_3 (рисунок 6.3, б), из нижнего конца вектора P_3 параллельно направлению действия в откосе последовательно откладываются векторы kl_5 и kl_4 . Из начала вектора P_3 проводится направление реакции основания блока R_5 , а из конца вектора kl_4 – направление реакции R_4 . Вектор E_3 , соединяющий точку пересечения векторов R_4 и R_5 с началом вектора kl_4 , есть равнодействующая сил R_4 и kl_4 , по величине и направлению представляющая собой силу действия 3-го (верхнего) блока на 2-й (средний).

Из точки пересечения векторов kl_4 и E_3 по вертикали откладывается масса 2-го блока P_2 , из конца вектора P_2 по соответствующим направлениям – последовательно векторы kl_3, kl_2 и направление R_2 . Из точки пересечения векторов kl_4 и kl_5 откладывается направление R_3 и находится точка пересечения его с R_2 . После нахождения E_2 производится построения для 1-го (нижнего блока).



а – расчетная схема; б – многоугольник сил;
 в – схема определения коэффициента запаса устойчивости
 Рисунок 6.3 – К расчету устойчивости откоса
 методом многоугольника сил

В нижнем блоке действуют силы P_1 , k'_1 , R_1 и E_2 . Откос находится в предельном равновесии ($n=1$), если сумма векторов этих сил равна 0, т.е. силовой многоугольник замкнут – конец вектора k'_1 точно попадает на направление реакции R_1 . Если вектор k'_1 не доходит до R_1 , то откос неустойчив ($n<1$), а если пересекает R_1 , то откос имеет запас устойчивости ($n>1$).

Чтобы определить коэффициент запаса устойчивости откоса методом многоугольника сил, необходимо произвести 2-3 расчета. Вводя в принимаемые характеристики прочности k , k' , ρ и ρ' коэффициенты запаса n_1 , n_2 , n_3 . Затем строится график (рисунок 6.3, в) зависимости невязки в многоугольнике сил от коэффициента запаса $\Delta F = f(n)$, по которому определяется действительный коэффициент запаса устойчивости.

Метод многоугольника сил является наиболее точным и универсальным по сравнению с методом алгебраического сложения сил.

6.4 Расчет устойчивости бортов при отсутствии поверхностей ослаблений

В тех случаях, когда в массиве горных пород нет поверхностей ослабления, падающих в сторону выемки или горизонтальных, применяется схема расчета, характеризующаяся тем, что в этом случае поверхность скольжения можно принимать круглоцилиндрической, а коэффициент запаса устойчивости определяется методом алгебраического сложения удерживающих и сдвигающих сил по этой поверхности.

6.4.1 Графо-аналитический метод определения параметров устойчивых откосов (метод ВНИМИ)

Предельные значения откоса (высота H , угол наклона α и ширина призмы возможного обрушения a) определяются по графикам Г.Л. Фисенко [1, 22]. Метод расчета включен в «Методические указания...» [22]. При расчете параметров откоса используются средневзвешенные значения пород массива k_{cp} , ρ_{cp} и γ_{cp} , в которые предварительно вводится коэффициент запаса n_3

$$tg\rho_n = tg\rho_{cp} / n_3; \quad k_n = k_{cp} / n_3. \quad (6.12)$$

Графиком пользуются в следующем порядке:
а) определяют величину H_{90} по формуле (6.5);

б) если задана высота борта H , а необходимо определить его угол наклона, то сначала определяют величину

$$H' = H/H_{90}, \quad (6.13)$$

а затем по расчетному значению ρ_n на оси абсцисс находят угол откоса α .

Пример: $H=300\text{м}$; $\rho_n = 26^\circ$; $k_n = 40\text{т/м}^2$; $\gamma = 2,5\text{ т/м}^3$.

Решение:

$$H_{90} = (2 \cdot k_n) / \gamma \cdot \text{ctg}(45^\circ - \rho_n / 2) = (2 \cdot 40) / 2,5 \cdot \text{ctg}(45 - 26/2) = 51,2\text{ м};$$

$$H' = H/H_{90} = 300/51,2 = 5,9;$$

по графику (рисунок 6.4) определяем угол наклона борта, который в этом случае составляет 46° ;

б) при определении высоты борта по заданному углу на графике через точку на оси абсцисс, соответствующую значению заданного угла, проводят ординату до кривой, соответствующей расчетному углу внутреннего трения ρ_n ; на оси ординат определяют условную высоту откоса H' ; высоту откоса определяют по формуле

$$H = H' \cdot H_{90}. \quad (6.13)$$

Ширина призмы возможного обрушения определяется по формуле

$$B = \frac{2H[1 - \text{ctg}\alpha \cdot \text{tg}(\alpha + \rho_n) / 2 - 2 \cdot H_{90}]}{\text{ctg}(45 - \rho_n / 2) + \text{tg}(\alpha + \rho_n) / 2} \quad (6.14)$$

или по графикам на рисунке 6.5. Графиком пользуются следующим образом. Определяют условную высоту H' , затем определяют по графику точку пересечения ординаты равной H' с кривой, соответствующую ρ_n , а на оси абсцисс находят условную ширину призмы обрушения B' ; действительная ширина призмы обрушения B определится по формуле

$$B = B' \cdot H_{90}. \quad (6.15)$$

В тех случаях, когда слагающие откос слои пород существенно отличаются по характеристикам сопротивления сдвигу, определенные по графику (рисунок 6.4), параметры откоса уточняются поверочными расчетами устойчивости по наиболее напряженной поверхности. Поверочный расчет производится методом сложения сил, действующих по наиболее напряженной поверхности с использованием конкретных значений характеристик прочности каждого отдельного слоя (без осреднения).

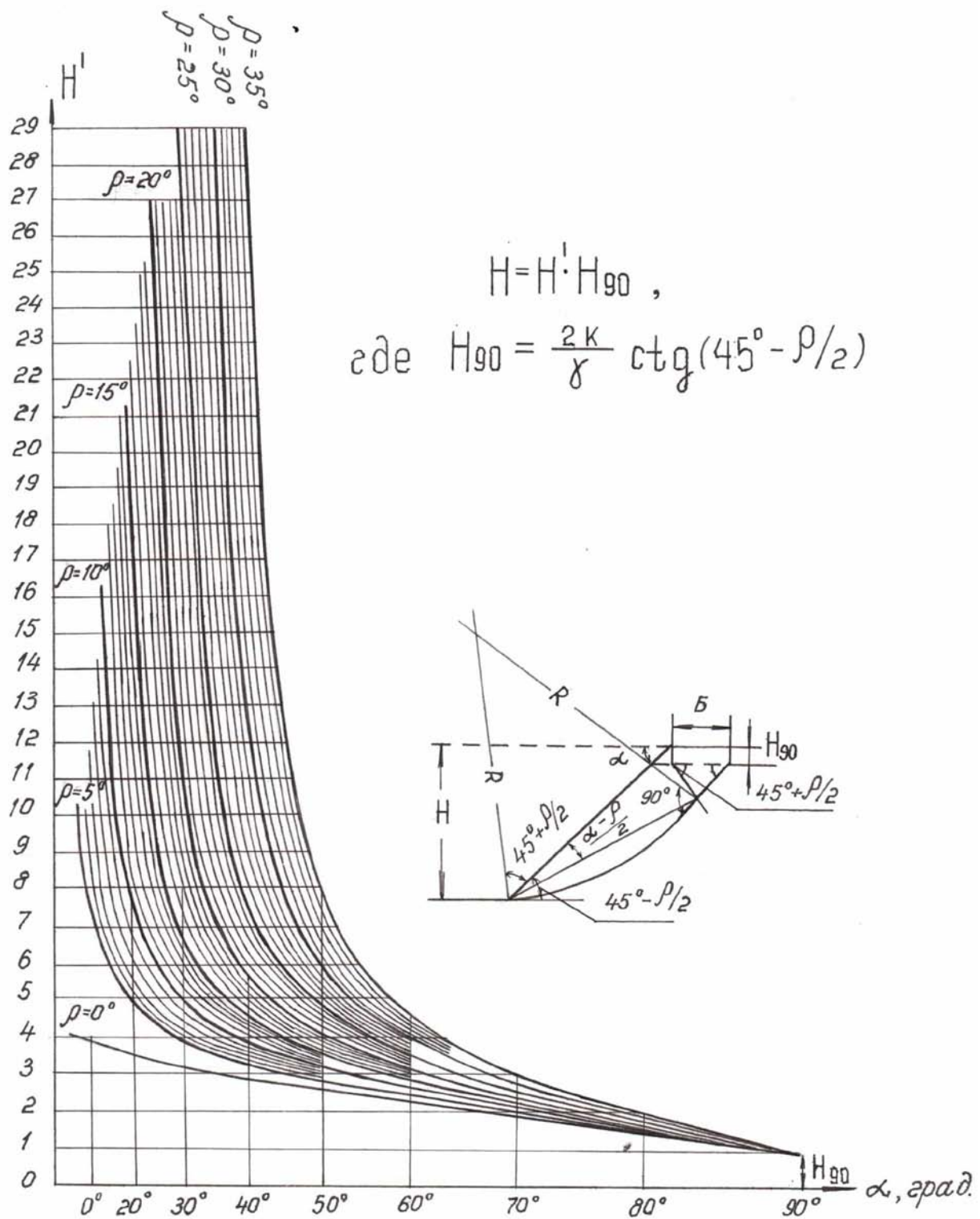


Рисунок 6.4 – Графики зависимости между высотой плоского откоса и углом его наклона (по Г.Л. Фисенко)

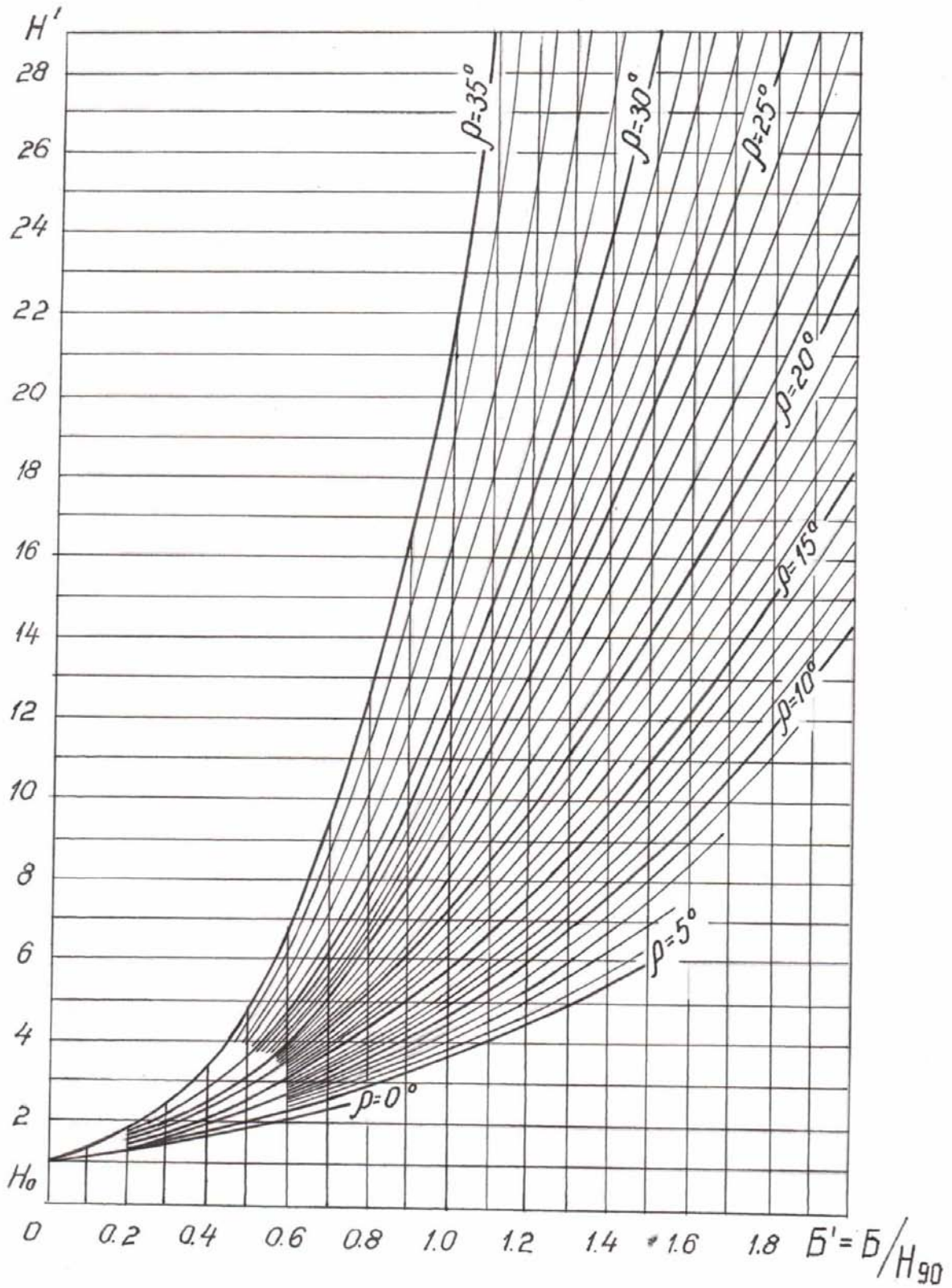


Рисунок 6.5 – Графики зависимости между высотой плоского откоса и шириной призмы возможного обрушения (по ВНИМИ)

Более сложной является задача определения коэффициента запаса устойчивости откоса с заданными параметрами (H и α) и известными физико-механическими характеристиками (k , ρ и γ).

При решении этой задачи рекомендуется поступать следующим образом.

1. Задаются рядом коэффициентов запаса устойчивости и вводят их в исходные характеристики прочности.

2. По полученным таким способом характеристикам прочности по графику Г.Л. Фисенко (рисунок 6.4) определяют высоту откоса H при заданном угле α .

3. Строят график зависимости $H = f(n)$.

4. По графику при заданной высоте определяют коэффициент запаса устойчивости.

6.5 Численно-аналитический способ расчета устойчивости откосов

Широкое использование вычислительной техники потребовало разработки теоретически обоснованных численно-аналитических способов расчета, позволяющих исключить трудоемкие аналитические расчеты вручную и графические построения. Такой способ разработан сотрудниками кафедры маркшейдерского дела и геодезии КарПТИ (ныне КарГТУ) под руководством проф. П.С. Шпакова [11].

Методика расчета устойчивости откосов в однородном массиве основана на принципе интегрирования сил по наиболее напряженной поверхности с применением ЭВМ; теоретические основы способа изложены в работах [11].

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

Построение поверхности скольжения выполняется в следующей последовательности (рисунок 6.6).

Поверхность скольжения начинается с глубины H_{90} , отстоящей от верхней бровки откоса на расстоянии B_i ; ниже она располагается под углом

$\mu = 45 - \rho/2$ в вертикали и представляет собой дугу окружности R; затем круговая кривая переходит в прямолинейный участок и выходит в откос под углом μ .

Для решения конкретной задачи задаются шириной призмы возможного обрушения от B_{\min} до B_{\max} с шагом $\Delta B = (B_{\max} - B_{\min})/N$. Затем для каждого значения $B = \text{const}$ строится ряд поверхностей скольжения с радиусом R_i , изменяющимися в зависимости от геометрии откоса от $R_{\min} = H_{90} / \sin \mu$ до $R_{\max} = (H_{90} \cdot \cos \alpha + A \cdot \sin \alpha) / \sin(\alpha + \mu) - \cos \mu$ с шагом $\Delta B = (B_{\max} - B_{\min})/N$.

Решение задачи осуществляется на ПЭВМ; в зависимости от поставленной цели программа позволяет решать следующие задачи:

1. По заданным физико-механическим характеристикам пород массива k , ρ и γ и углу откоса α определить предельную высоту откоса H и ширину призмы возможного обрушения B .

2. По заданным физико-механическим характеристикам пород массива k , ρ и γ и углу откоса α определить предельный угол откоса α и ширину призмы возможного обрушения B , отвечающую этой высоте.

3. Оценить степень устойчивости реального откоса, т.е. определить минимальный коэффициент запаса устойчивости откоса заданного профиля с известными параметрами H и α и физико-механическими характеристиками массива k , ρ и γ .

Для непосредственного определения параметров предельного откоса H, B или α, B по результатам машинного счета составлены специальные графики зависимости условной высоты плоского откоса (рисунок 6.7) ширины призмы возможного обрушения (рисунок 6.9) от его угла при различных значениях угла внутреннего трения пород.

Для этого с учетом заданного коэффициента запаса устойчивости откоса n определяют расчетные значения прочностных характеристик пород k_n, ρ_n ; затем по графикам $H' = f(\alpha, \rho)$ и $B' = f(\alpha, \rho)$ находят параметры предельного откоса в следующем порядке:

1. При определении высоты откоса H по заданному его углу α на графике $H' = f(\alpha, \rho)$ через точку на оси абсцисс, соответствующую заданному значению угла α , проводят ординату до кривой, соответствующей расчетному углу внутреннего трения ρ_n ; на оси ординат определяют условную высоту H' . Истинная предельная высота определяется по формуле

$$H = H' \cdot k_n / \gamma, \quad (6.16)$$

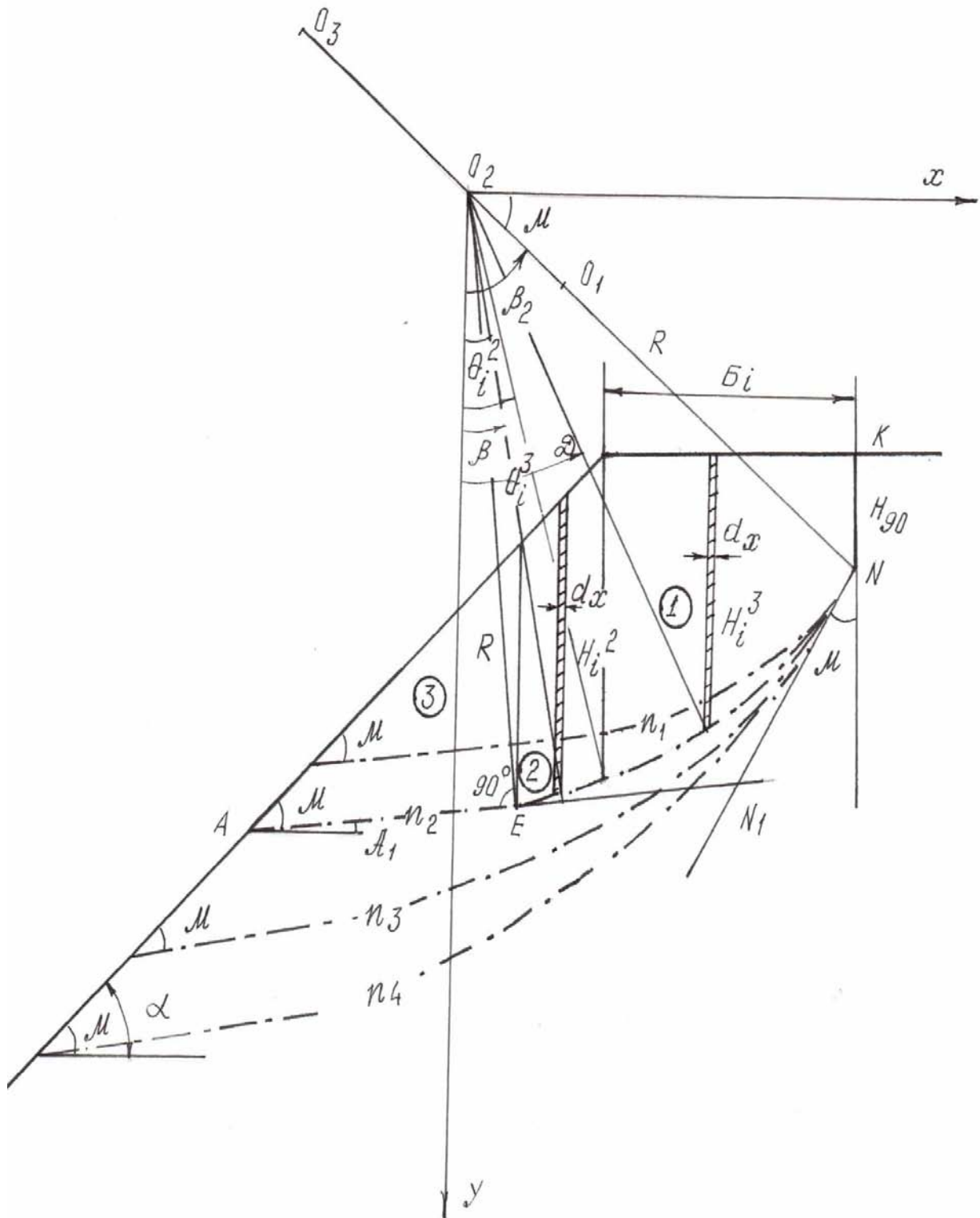


Рисунок 6.6 – Расчетная схема к определению параметров предельного откоса для изотропного массива

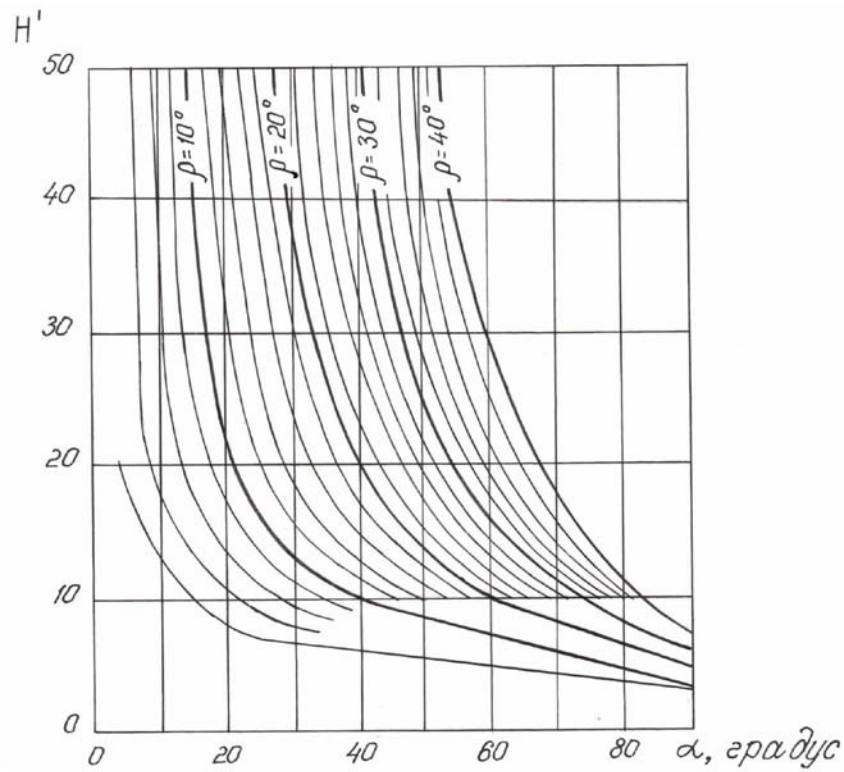


Рисунок 6.7 – Графики зависимости условной высоты плоского откоса от его угла при различных значениях угла внутреннего трения $H' = f(\alpha, \rho)$

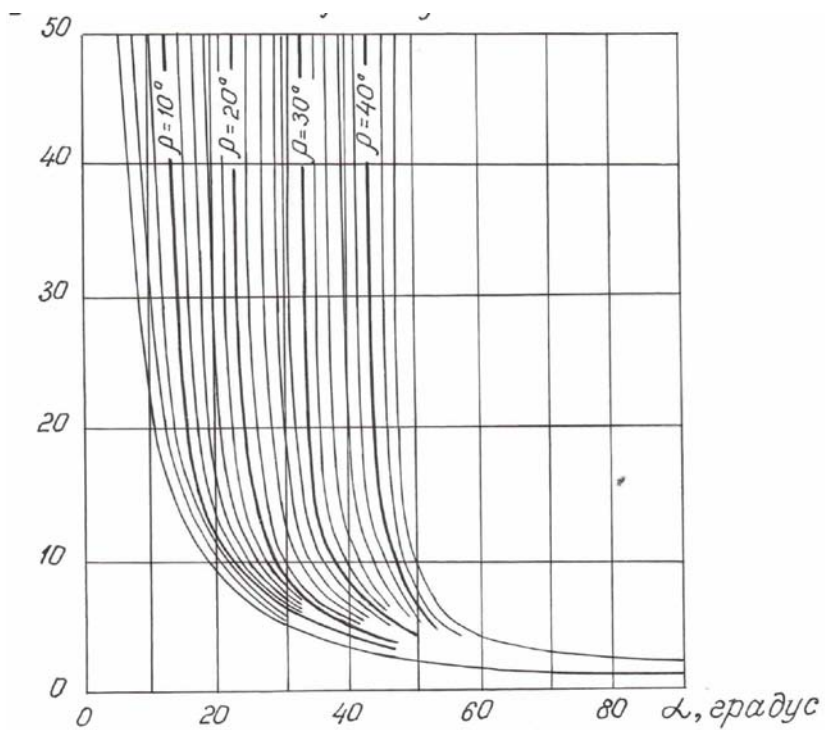


Рисунок 6.8 – Графики зависимости условной ширины призмы возможного обрушения плоского откоса от его угла при различных значениях угла внутреннего трения пород $B' = f(\alpha, \rho)$

2. При нахождении предельного угла откоса по заданной его высоте сначала вычисляют условную высоту

$$H' = H \cdot \gamma / k_n;$$

далее по расчетному значению ρ_n по оси абсцисс находят предельный угол откоса α .

Пример. $H=234\text{м}$, $\rho_n = 22^\circ$, $k_n = 30,0 \text{ т/м}^2$, $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$; следует найти предельный угол наклона борта α и ширину призмы возможного обрушения B .

Решение.

$H' = H \cdot \gamma / k_n = 234 (2,5 / 30,0) = 19,5$; по графику $H' = f(\alpha)$ (рисунок 6.4) для $\rho_n = 22^\circ$ определяем угол наклона борта $\alpha = 42^\circ$. По графику $B' = f(\alpha)$ для $\alpha = 42^\circ$ и $\rho = 22^\circ$ находим условную величину $B' = 4,8$. Истинная ширина призмы возможного обрушения, соответствующая предельному состоянию массива, будет равна $B = B' (k_n / \gamma) = 4,8 (30 / 2,5) = 57,6 \text{ м}$, а высота откоса $H = H' (k_n / \gamma) = 19,5 (30 / 2,5) = 234 \text{ м}$.

Предлагаемые схемы применяются для расчета устойчивости откосов в изотропном (квазиизотропном) массиве либо слоистом массиве при отсутствии ослабленных контактов между слоями, а также в слоистом массиве при наклонном обратном (несогласном относительно откоса) залегании слоев и ослабленных контактов при условии $30^\circ \leq \lambda \leq 50^\circ$; $\rho > 13^\circ$ и $\alpha > (45^\circ - \rho/2)$.

В случаях, когда слагающие откос породы значительно отличаются по прочностным характеристикам от средневзвешенных, по которым определялись параметры предельного откоса, необходимо провести поверочные расчеты устойчивости по наиболее напряженной поверхности. Эти расчеты позволяют исключить погрешности, связанные с осреднением прочностных характеристик.

6.6 Расчет устойчивости откосов при наличии поверхностей ослабления

В массивах пород, прилегающих к откосам и содержащих природные поверхности ослабления: дизъюнктивные нарушения, тектонические трещины большого протяжения, слабые контакты слоев и др., которые частично или полностью могут представлять собой поверхность скольжения, форму и местоположение поверхности скольжения призмы обрушения откоса, находящегося в предельном равновесии, определяют на основе расчетов устойчивости по различным схемам; при построении поверхностей скольжения призмы обрушения в ослабленных массивах

пород также должны соблюдаться основные положения теории предельного равновесия сыпучей среды [22].

Схема I (рисунок 6.9). При подрезке откосом наклонно падающих в сторону выемки поверхностей ослабления, например, контактов слоистых пород, его высота в предельном состоянии находится из выражения [2]

$$H = \frac{2k'_n \cdot \cos \rho'_n \cdot \sin \alpha}{\gamma \cdot \sin(\lambda - \rho'_n) \cdot \sin(\alpha - \lambda)}, \quad (6.17)$$

где k'_n, ρ'_n – сцепление и угол трения по поверхности ослабления, т/м², градус;

α – угол наклона откоса, градус;

γ – плотность пород, т/м³;

λ – угол падения поверхности ослабления, градус.

Ширина призмы возможного обрушения r есть величина, постоянная при конкретных условиях залегания и прочностных характеристиках по ним, не зависящая от параметров откоса H и α и определяется из выражения

$$r = \frac{2k'_n \cdot \cos \rho'_n}{\gamma \cdot \sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho'_n)}. \quad (6.18)$$

Обрушение породного блока при нарушении условия предельного равновесия произойдет по контакту, удаленному от верхней бровки откоса на расстояние r . Неизвестные же параметры H и α можно получить графически (рис. 6.9) или аналитически из зависимости

$$H = \frac{r}{\text{ctg} \lambda - \text{ctg} \alpha}, \quad (6.19)$$

задаваясь одним из них.

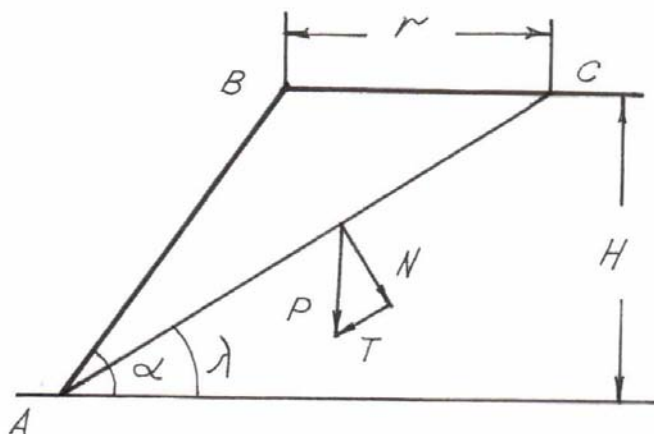


Рисунок 6.9 – Схема откоса с пологим залеганием слоев

При известной высоте откоса H предельный угол его наклона α определяется из выражения

$$\operatorname{ctg} \alpha = \operatorname{ctg} \lambda - \frac{2k'_n \cdot \cos \rho'_n}{\gamma \cdot H \cdot \sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho'_n)}. \quad (6.20)$$

Коэффициент запаса устойчивости реального откоса с известными параметрами H и α , положением поверхности ослабления и прочностными характеристиками по ней определится по формуле Р.П. Окатова [4, 14].

$$n = \frac{\operatorname{tg} \rho'}{\operatorname{tg} \lambda} + \frac{2k'}{\gamma \cdot H} \cdot \frac{\sin \alpha}{\sin \lambda \cdot \sin(\alpha - \lambda)}. \quad (6.21)$$

Расчеты по схеме 1 производятся по ПЭВМ, а также по номограммам, приведенным в работах [4, 14].

Схема II (рисунок 6.10). Когда участок борта карьера сложен слоистыми породами крутого залегания в сторону выемки со слабыми прочностными характеристиками по контактам, для предотвращения обрушений стремятся не подрезать эти слои более крутым откосом. Обычно угол наклона откоса принимают меньшим, чем падение слоев, или равным ему.

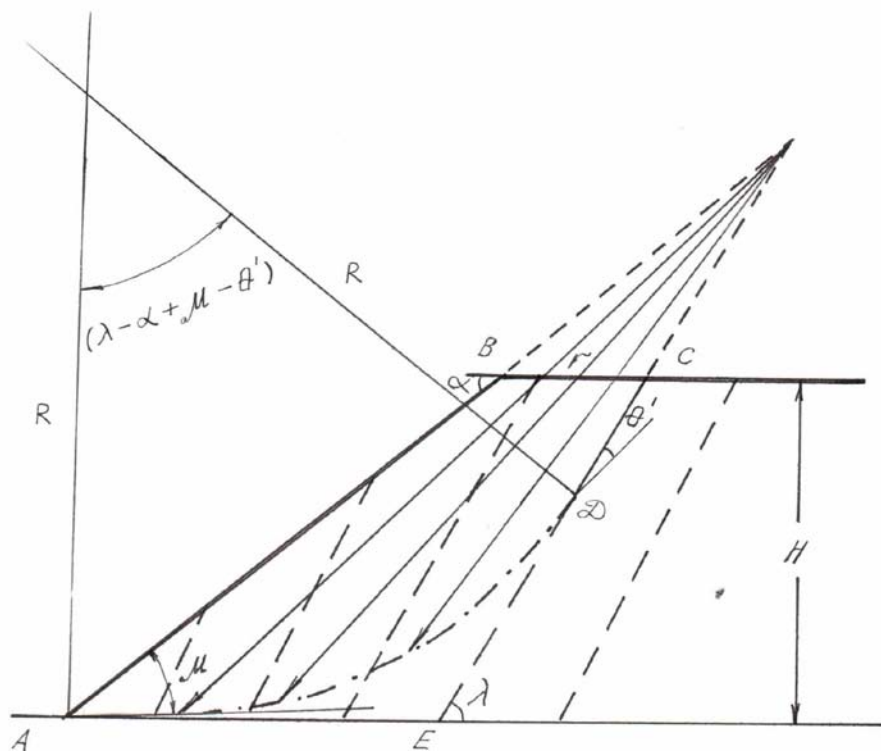


Рисунок 6.10 – Схема к расчету предельной высоты откоса слоистых пород крутого залегания ($\alpha < \lambda$)

В основании призма возможного обрушения имеет криволинейную форму с изломом в точке Д с контактом СД под углом θ и выходящую в откос под углом $\mu = (45^\circ - \rho/2)$. Угол θ с достаточной для практических целей точностью определяется по формуле

$$\theta' = 45^\circ - \frac{\rho - \rho'}{2} - 1/2 \cdot \arcsin \frac{\sin \rho'}{\sin \rho}, \quad (6.22)$$

где ρ, ρ' – углы внутреннего трения в массиве горных пород и по контакту слоев, градус.

Расчет предельных параметров откоса может производиться по методике ВНИМИ [22].

Вначале при известном угле откоса по графикам плоских откосов и характеристикам ρ_n и k_n находят высоту борта без учета поверхностей ослабления, а затем вычисляют поправочный коэффициент b по формуле

$$b = b_0 - c \cdot \delta. \quad (6.23)$$

Значения коэффициентов b_0 и δ определяют по представленной в работе [2], а c по формуле

$$c = \frac{\operatorname{tg} \rho_n}{\operatorname{tg} \psi'_n} - 1,4. \quad (6.24)$$

где ψ'_n – средняя величина угла сдвига по участку напряженной поверхности, совпадающей с поверхностью ослабления.

$$\psi_n = \operatorname{arctg} \left(\operatorname{tg} \rho'_n + \frac{k_n}{\sigma_{P_{cp}}} \right), \quad (6.25)$$

где $\sigma_{P_{cp}}$ – среднее значение нормального напряжения, определяемое по формуле $\sigma_{P_{cp}} = 1/2 \cdot h \cdot \gamma \cdot \cos^2 \lambda$ (h – глубина залегания наиболее напряженной поверхности, построенной в откосе без учета поверхностей ослабления).

Для уточнения параметров откоса, определенных по таблицам 5 и 6, ВНИМИ рекомендует произвести поверочные расчеты методом многоугольника сил.

Профессором кафедры МД и Г КарГТУ Р.П. Окатовым разработан аналитический способ расчета устойчивости откосов с крутыми поверхностями ослабления, в котором потенциальная поверхность находится экстремальным способом [4, 14]. Ниже приводятся основные формулы, по которым выполняется расчет.

$$n_y = \operatorname{tg} \varepsilon \cdot \operatorname{tg} \rho' + \frac{a}{b - 2\sqrt{d}}, \quad H = B/A + \sqrt{(B/A)^2 - E/A};$$

$$\varepsilon = \frac{\lambda - \alpha + \mu + \theta'}{2}; \quad \mu = 45^\circ - \rho/2; \quad (6.26)$$

$$\theta' = 45^\circ - \frac{\rho - \rho'}{2} - 1/2 \arcsin \frac{\sin \rho'}{\sin \rho};$$

$$a = \frac{k}{\gamma \cdot H} \cdot \frac{m}{\cos \varepsilon}; \quad b = \frac{l}{\sin \lambda} \cdot \left[\sin \varepsilon + \frac{k'}{\gamma \cdot H} \cdot \frac{\cos \rho' \sin(\lambda - \varepsilon)}{\sin(\lambda - \rho')} \right];$$

$$d = \frac{l}{2 \cdot \sin \lambda} \left[\frac{\sin(\lambda - \alpha)}{\sin \alpha} + \frac{k'}{\gamma \cdot H} \cdot \frac{\cos \rho'}{\sin(\lambda - \rho')} \right] \cdot \left[\frac{\sin \varepsilon \cdot \sin(\lambda - \varepsilon)}{\sin \lambda} - n \right];$$

$$m = \frac{\pi(\varepsilon - \theta') \cos \rho}{180^\circ \sin(\varepsilon - \theta') \cdot \cos(\varepsilon + \rho)}; \quad n = \frac{\pi(\varepsilon - \theta')/90^\circ - \sin 2(\varepsilon - \theta')}{4 \cdot \sin^2(\varepsilon - \theta')};$$

$$r = \frac{h}{\sin \lambda} \cdot \left[\frac{\sin \varepsilon}{k} - \frac{\sin(\lambda - \alpha)}{\sin \alpha} \right] - \frac{\cos \rho'}{\gamma \cdot k \cdot \sin(\lambda - \rho')} \left[k \cdot m - k' \frac{\sin(\lambda - \varepsilon)}{\sin \lambda} \right],$$

$$\text{где } k_1 = \sin(\lambda - \varepsilon) - n \cdot \frac{\sin \lambda}{\sin \varepsilon};$$

$$B = \frac{\gamma \cdot \cos \rho' (k \cdot m \cdot \sin \varepsilon - k' \cdot n)}{\sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho')};$$

$$E = \frac{\cos^2 \rho'}{\sin^2(\lambda - \rho')} \left[k \cdot m - k' \frac{\sin(\lambda - \varepsilon)}{\sin \lambda} \right]^2;$$

$$A = \frac{\gamma^2}{\sin \lambda \cdot \sin \alpha} \left[\sin \varepsilon \cdot \sin(\varepsilon + \alpha - \lambda) - n \cdot \sin(\lambda - \alpha) \right].$$

При $\alpha = \lambda$ схема принимает вид, приведенный на рисунке 6.11. Предельные параметры откоса определяются по формулам

$$H = \frac{B}{A'} + \sqrt{\left(\frac{B}{A'}\right)^2 - \frac{E}{A'}}, \quad r = 1/k \left(H \cdot \frac{\sin \varepsilon}{\sin \lambda} - \frac{\sqrt{E}}{\gamma} \right), \quad (4.11)$$

где $A' = \gamma \cdot \frac{\sin^2 \varepsilon}{\sin^2 \lambda}$.

Решение задачи осуществляется на ПЭВМ, а также по номограммам, приведенным в работах [14].

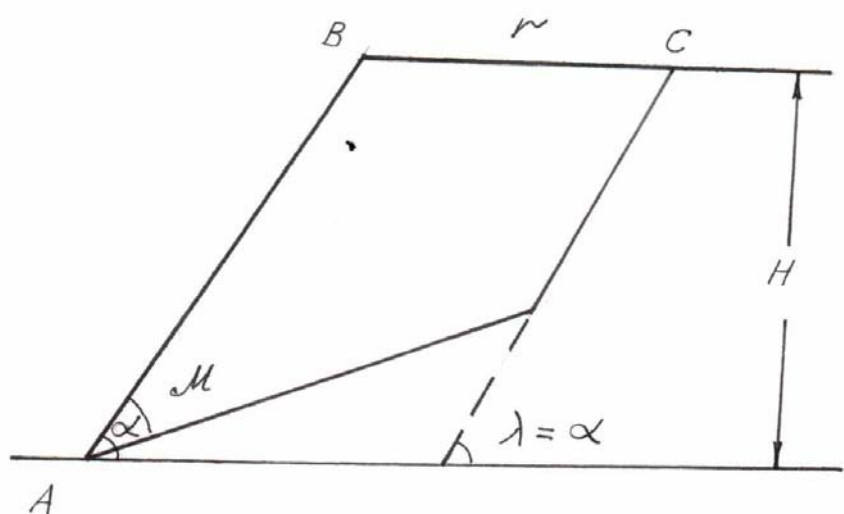


Рисунок – 6.11 Схема к расчету предельной высоты откоса слоистых пород при заоткоске параллельно слоистости ($\alpha = \lambda$).

Схема III (рисунок 6.12). Если в массиве борта, находящегося в предельном равновесии, имеется несколько неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления, то наиболее напряженная поверхность может полностью или частично проходить по ним, а в плоскости чертежа на разрезе будет иметь вид ломаной линии.

Расчет устойчивости откосов по этой схеме производится методом многоугольника сил (см. п. 6.3).

При отсутствии крутопадающих поверхностей ослабления, пересекающих потенциальную поверхность скольжения и разбивающих призму возможного обрушения на отдельные блоки, границу между смежными блоками, опирающимися на отдельные участки ломаной поверхности скольжения, при оценке устойчивости откосов следует проводить под углом $(90^\circ - \rho)$ к поверхности скольжения; в противном случае граница между блоками совпадает с поверхностями ослабления.

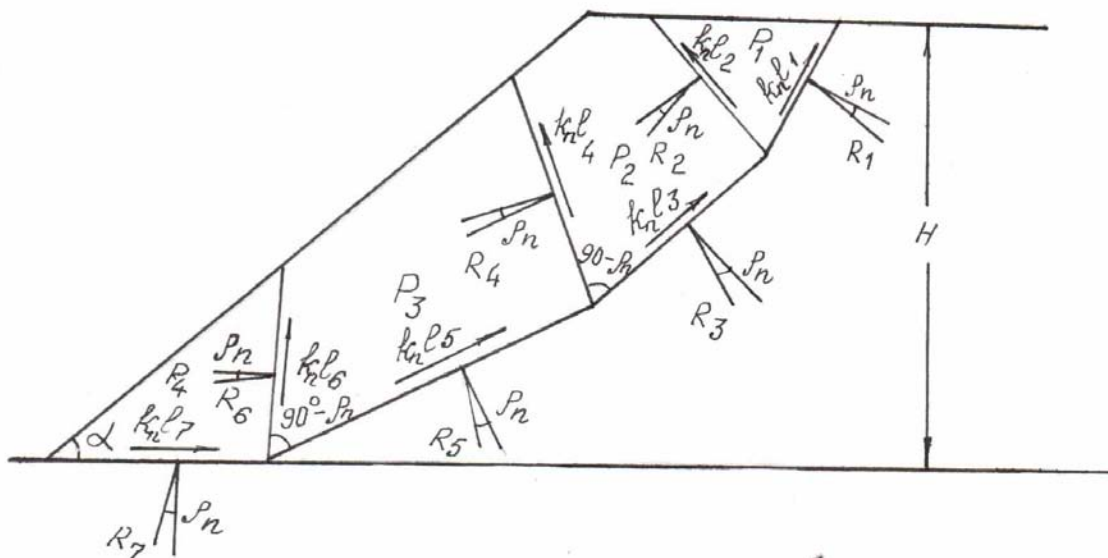


Рисунок 6.12 – Схема к расчету устойчивости откоса с ломаной поверхностью ослабления

Схема IV (рисунок 6.13) применяется при горизонтальном залегании слоев пород или при падении слоев в сторону выемки под пологими углами, когда угол наклона борта α больше угла трения по контакту ρ' , а λ меньше $15-20^\circ$ ($h' > H_{90}$), а также при падении слоев в сторону массива, когда угол между поверхностью откоса и наслоением ($90 - \psi'$), где ψ' – угол сдвига по контактам слоев; расчетная наиболее напряженная поверхность при этом в нижней части совпадает с наслоением, а в верхней части является плавной криволинейной поверхностью, построенной обычным способом без учета наслоения пород. На границе со слабым контактом поверхность скольжения приобретает излом

$$\theta = \pi/4 \pm (\rho - \rho') - 1/2 \arcsin \left(\frac{\sin \rho'}{\sin \rho} \right),$$

Определив средневзвешенные показатели и введя в них коэффициент запаса, по графикам плоских откосов по ρ_n и k_n определяется высота борта H без учета поверхностей ослабления; затем определяется поправочный коэффициент $b = b_0 - c \cdot \bar{b}$; входящие в эту формулу коэффициенты b_0 и \bar{b} берутся из таблицы 4 [22], а величина c определяется по формуле

$$c = \frac{\text{tg} \rho_n}{\text{tg} \psi'_n} - 1,28. \quad (6.27)$$

Искомая высота борта H_1 определяется умножением высоты H на поправочный коэффициент

$$H_1 = H \cdot b \quad (6.28)$$

Для уточнения параметров откоса, определенных по таблице 4 [22], выполняются проверочные расчеты методом многоугольника сил.

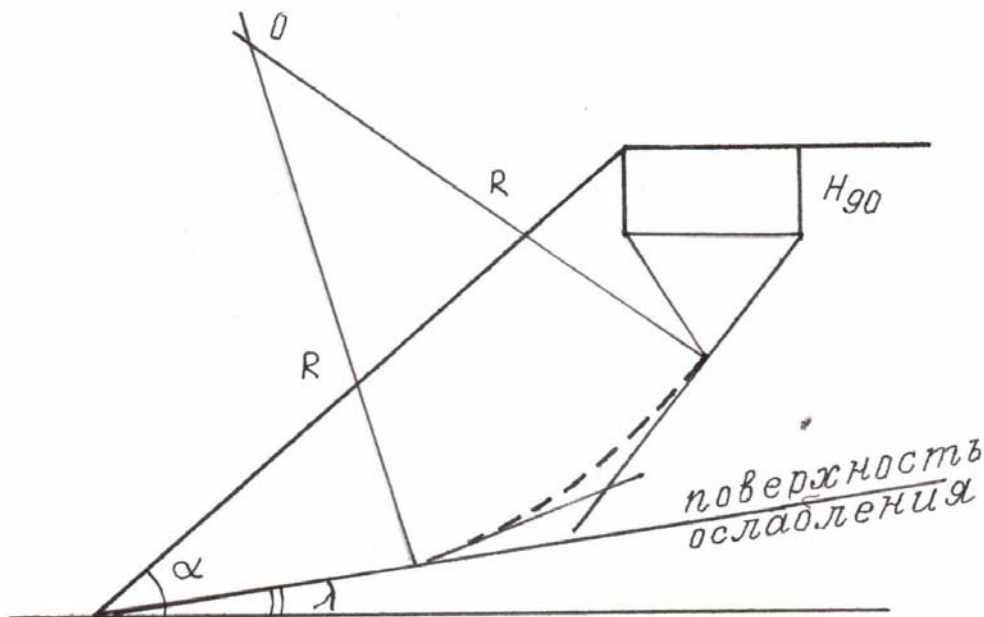


Рисунок 6.13 – Схема к определению устойчивости откоса с пологой поверхностью ослабления

В настоящем разделе рассмотрены основные схемы расчета устойчивости бортов карьеров, сложенных скальными и полускальными породами, наиболее часто встречающиеся в практике открытых горных работ.

7 ГЕОМОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

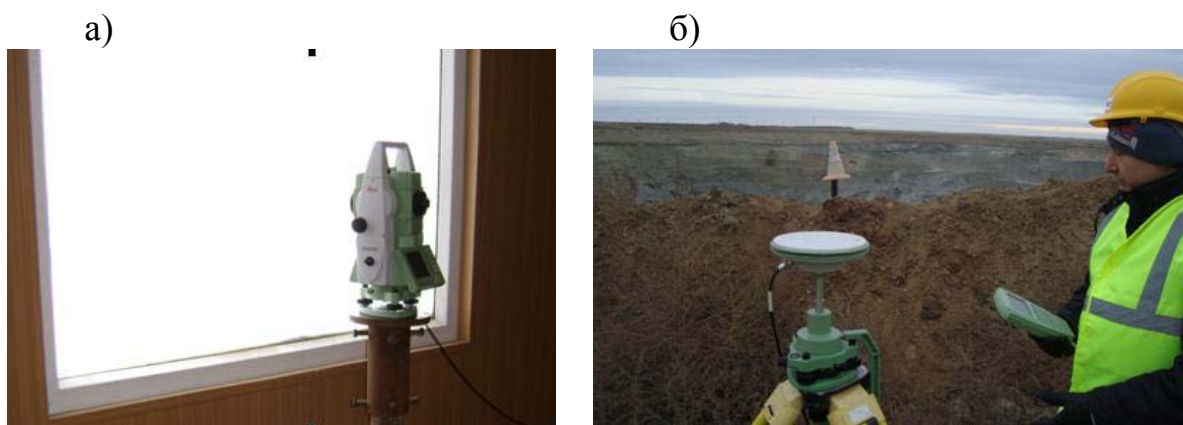
Своевременная разработка мероприятий по управлению прибортовыми массивами во многом зависит от достоверности знаний условий и причин, вызывающих возникновение деформаций. Прогнозирование и обеспечение устойчивости карьерных откосов является одной из важнейших задач при ведении открытых горных работ. При учете факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов, необходимо знать: вид нарушения, активность процесса разрушения, периодичность нарушения, вид объекта деформации, параметры деформированной горной выработки, характер разрушения объекта, отношение размеров разрушенного участка ко всей горной выработке, характеристику и условия залегания пород, длительность развития деформаций, характер и конфигурацию поверхности разрушения. Информацию такого рода невозможно получить без систематических инструментальных наблюдений, служащих наиболее надежной основой для осуществления прогноза устойчивости горных выработок.

Основные требования к производству инструментальных наблюдений за состоянием откосов на карьерах изложены в инструкциях [58]. Так, на карьерах необходимо выполнять следующие виды работ: систематическое визуальное обследование состояния откосов, упрощенные кратковременные маркшейдерские наблюдения при интенсивном развитии деформаций откосов на отдельных участках или уступах карьера, высокоточные инструментальные наблюдения по профильным линиям за развитием деформаций бортов карьера, наблюдения за оседанием прибортовых участков земной поверхности и участков уступов, съемки с целью паспортизации уже проявившихся оползней и обрушений уступов, систематический маркшейдерский контроль за соблюдением проектных параметров откосов уступов и бортов карьеров.

Инструментальные наблюдения на проектных контурах бортов карьеров проводятся с целью изучения закономерностей в развитии деформаций бортов с самого начала их образования. По результатам наблюдений можно выявить характер и оценить степень опасности деформирования, дать прогноз относительно его дальнейшего развития. Точность инструментальных наблюдений должна быть максимально высокой.

7.1 Создание автоматизированного геомониторинга за состоянием устойчивости карьерных откосов

Многолетний опыт маркшейдерских инструментальных наблюдений за состоянием устойчивости прибортовых массивов карьеров на ряде месторождений Казахстана Карагандинской школой геомехаников и маркшейдеров позволил разработать и внедрить высокопроизводительную методику наблюдений с использованием современного электронного оборудования (рисунок 7.1).



а – автоматизированный пункт наблюдения (Васильковский карьер);
б – наблюдения с помощью ГНСС

Рисунок 7.1 – Современные технологии высокоточных наблюдений

Для исследования состояния прибортовых массивов на карьерах были применены инновационные методы инструментальных наблюдений с помощью электронных тахеометров и GPS-систем, а также способы изучения структуры горного массива с помощью 3D сканера «Leica Geosystems» (Швейцария) и георадара (томографа) «Mala» (Швеция).

Исходя из задач и функций управления устойчивостью карьерных откосов при разработке месторождений полезных ископаемых, характеризующихся разнообразием и изменчивостью геологического строения, необходимо постоянно проводить исследования, направленные на получение достоверной информации о структурных особенностях прибортового массива, его прочностных свойствах, гидрогеологических условиях и т.д. Такие исследования должны проводиться на всех этапах формирования карьерных откосов (строительство карьера, освоения проектной мощности, начало оформления стационарных бортов карьера на предельном контуре, доработка карьера) в рамках единой системы. Критерием правильности ранее принятых технологических решений по параметрам карьерных откосов является высокоточный инструментальный контроль за состоянием бортов карьеров и отвалов, поэтому его также

необходимо включить в единую систему маркшейдерских и инженерно-геологических исследований. В результате комплексных исследований можно проводить оценку и прогноз геомеханических процессов, происходящих в прибортовых массивах карьера и разработку рекомендаций по параметрам бортов карьеров с целью повышения эффективности и безопасности ведения горных работ. На основании вышеизложенного данную систему можно охарактеризовать единым названием – геомеханический мониторинг.

Мониторинг, согласно энциклопедическому определению, это комплексная система регламентированных периодических наблюдений, оценки и прогноза изменений состояния природной среды с целью выявления негативных изменений и выработки рекомендаций по их устранению или ослаблению, а если этот термин применять к горному массиву, то его можно назвать «геомониторинг».

В соответствии с этим определением, геомеханический мониторинг – это комплексная система, включающая в себя:

- периодические высокоточные, маркшейдерские и инженерно-геологические наблюдения за состоянием откосов прибортовых массивов на карьерах;
- исследования инженерно-геологических характеристик состава и свойств горных пород, а также изучение структурных особенностей прибортовых массивов;
- оценку и прогноз геомеханических процессов, происходящих в массиве;
- определение параметров устойчивых откосов на основе создания адекватной геомеханической модели массива;
- разработку рекомендаций по оперативному изменению параметров бортов карьера и отвалов с целью повышения эффективности и безопасности ведения горных работ.

Главной целью геомониторинга на карьерах является надёжный контроль состояния устойчивости откосов уступов и бортов при разработке месторождений полезных ископаемых.

7.2 Научно-методические основы концепции геомониторинга

Разработка научно-методических основ и создание единой системы геомониторинга направлены на повышение эффективности разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом и обеспечение безопасных условий труда горняков. Повышение эффективности разработки месторождений достигается за счет надежного обеспечения устойчивости уступов, бортов карьеров и отвалов, что приводит к

сокращению объемов вскрышных работ, обеспечению бесперебойного режима работы карьеров и отвалов.

С увеличением глубины карьеров влияние угла наклона бортов на экономические показатели резко возрастает, занижение угла ведет к большим затратам за счет увеличения объема вскрышных работ, а завышение - к оползням и обрушениям уступов и бортов карьеров. Поэтому обеспечение устойчивости карьерных откосов в их предельном положении при максимально допустимых углах наклона является важной технологической и экономической проблемой.

Существуют критерии, которым должны соответствовать управление устойчивостью откосов. Известно, что управление любыми системами и процессами предусматривает целенаправленные действия, основанные на информации о состоянии объекта управления и окружающей среды при обязательном наличии обратной связи.

Для управления устойчивостью откосов необходимы следующие условия:

- периодическое изменение положения откоса (или его поверхности) во времени и пространстве;

- возможность получения информации о состоянии откоса и окружающей среды в каждом промежуточном (фиксированном) его положении;

- возможность учета полученной информации при выработке команды управления для перевода откоса в следующее фиксированное положение.

Следовательно, нельзя управлять устойчивостью нерабочего борта в предельном его положении после того как все работы по оформлению уступов завершены. Необходимо стремиться в начальный период работы карьера не доводить нерабочие борты до предельного положения.

Эффективное управление любым процессом требует наличия достоверной информации об окружающей среде. Такой информацией являются результаты геологических, гидрогеологических и инженерно-геологических исследований.

Геомониторинг – это система непрерывного наблюдения за параметрами и управления состоянием прибортового массива, основанная на получении новой информации о физико-механических характеристиках горных пород, учете геологических, гидрогеологических и структурно-тектонических особенностей массива, анализе влияния технологических параметров на геомеханические процессы, происходящие в прибортовом массиве.

Обобщенная структурная схема исследований представлена на рисунке 7.2.



Рисунок 7.2 – Маркшейдерское обеспечение устойчивости карьерных откосов при разработке месторождений

7.3 Инструментальный контроль за состоянием устойчивости прибортовых массивов карьеров

Для полноты учета и оценки факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов, необходимо учитывать: вид нарушения устойчивости; активность процесса разрушения; периодичность нарушения устойчивости; вид объекта деформации; параметры деформированной горной выработки; характер разрушения объекта; отношение размеров разрушенного участка ко всей горной выработке; характеристику пород, в которых развивается деформация; условия залегания пород; размеры разрушения; мощность смещенных масс; длительность развития деформаций; характер и конфигурацию поверхности разрушения («скольжения»). Информацию такого рода невозможно получить без систематических инструментальных наблюдений.

Основные требования к производству маркшейдерских наблюдений за состоянием откосов на карьерах изложены в инструкции ВНИМИ [49, 58]. В соответствии с ней на карьерах необходимо выполнять следующие виды работ: систематическое визуальное обследование состояния откосов с целью выявления зон и участков возможного проявления деформаций; упрощенные кратковременные маркшейдерские наблюдения при интенсивном развитии деформаций откосов на отдельных участках или

уступах карьера; высокоточные инструментальные наблюдения по профильным линиям за развитием деформаций бортов карьера; наблюдения за оседанием прибортовых участков земной поверхности и участков уступов; съемки с целью паспортизации уже проявившихся оползней и обрушений уступов; систематический маркшейдерский контроль за соблюдением проектных параметров откосов уступов и бортов карьеров.

7.3.1 Наблюдение за сдвижением бортов карьера с использованием электронных тахеометров

Использование электронного тахеометра при инструментальных наблюдениях позволяет определять положение рабочих реперов в пространстве и построить картину векторного смещения реперов с учетом времени. При этом возникает необходимость определения величин ошибок, возникающих при измерениях. Точность передачи высотной отметки электронным тахеометром определяется погрешностью вычисления превышения тригонометрическим нивелированием по формуле:

$$m_h^2 = L^2 \cos^2 \delta \frac{m_\delta^2}{\rho^2} + m_L^2 \sin^2 \delta + 2m_v^2, \text{ мм}, \quad (7.1)$$

где m_δ , m_L , m_v – средние квадратические погрешности вертикального угла, расстояния и высоты инструмента и отражателя.

Для электронного тахеометра Leica TC1201 среднеквадратические ошибки данных величин составляют $m_\delta = 1''$; $m_L = 2 \text{ мм} \pm 0,5L \text{ мм/км}$; $m_v = m_i = 1 \text{ мм}$.

Первое слагаемое правой части является погрешностью превышения, обусловленной погрешностью измерения вертикального угла, и превышает величину более 45° .

По результатам проведенных исследований составлен график влияния вертикального угла на точность определения высотной отметки репера (рисунок 7.3).

Из графика видно, что погрешности определения превышений при вертикальных углах в 15° , 30° , 45° имеют практически одинаковое значение на расстоянии до 500 м, поэтому при измерениях необходимо выдерживать эту величину.

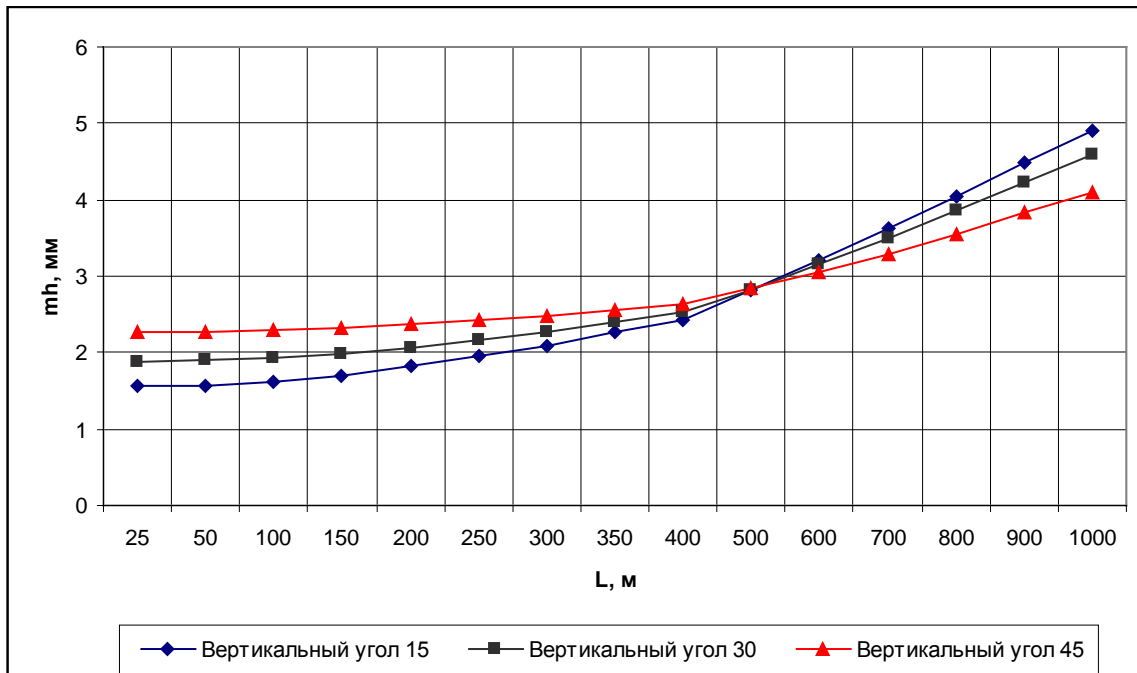


Рисунок 7.3 – Влияние вертикального угла от расстояния на точность определения высотной отметки репера

Погрешность планового положения рабочих реперов определяется формулой:

$$m_P^2 = \frac{m_\beta^2}{\rho^2} L^2 + m_L^2 + m_{Ц}^2 + m_\phi^2 + m_{исх}^2, \text{ мм}, \quad (8.2)$$

где m_β – ошибка измерения горизонтального угла;
 m_L – ошибка определения расстояния;
 $m_{Ц}$ – ошибка центрирования;
 m_ϕ – ошибка фиксирования отражателя;
 $m_{исх}$ – ошибка исходных данных.

Погрешность фиксации отражателя на рабочих реперах зависит от исполнителя, что вызывает необходимость использования жестких отвесов для центрирования отражателя над репером. В этом случае установку отражателя можно выполнить с точностью $\pm 0,5$ мм. Ошибка лазерного центрирования тахеометра составляет $\pm 0,5$ мм. Влияние ошибок исходных данных $m_{исх}$ для способа полярных координат и линейно-угловых засечек разные, поэтому они определены для каждого случая отдельно. Так, по способу полярных координат она составляет $m_{исх} = \pm 2,86$ мм, а для линейно-угловой засечки $m_{исх} = \pm 2,46$ мм.

Анализ способов определения положения реперов показал, что при использовании способа двукратной полярной засечки и линейно-угловой засечки результаты практически одинаковы и можно использовать как первый, так и второй способ. Ошибка определения положения рабочего репера способом полярных координат с учетом влияния всех составляющих будет равна $m_p = \pm 4,1$ мм.

Расчет ожидаемой ошибки произведен для рабочего репера, удаленного от опорного на расстояние 500 м, а измерение углов выполнено при трех приемах.

Зная ошибки определения превышения и планового положения рабочих реперов, можно вычислить общую ошибку положения репера при измерении электронным тахеометром, которая составит $M_{общ} = \pm 4,9$ мм.

Соблюдение этого условия при определении положения исходных реперов в текущих и перспективных систематических наблюдениях позволяет иметь единый подход и одинаковую точность измерения.

Для высокоточных инструментальных наблюдений с использованием электронного тахеометра разработаны схемы ведения наблюдений по профильной линии за рабочими реперами с опорных и связующих точек, которые позволяют обеспечить требуемую точность при различных горно-технических условиях разработки месторождений (рисунки 7.4, 7.5, 7.6).

При проведении систематических инструментальных наблюдений на карьерах одним из важных условий для быстрой, точной и безошибочной работы является разработка единой схемы привязки и ориентирования опорных и связующих реперов профильных линий для оператора электронного тахеометра и схемы расположения рабочих реперов относительно опорных точек для маркшейдерских рабочих с отражателями.

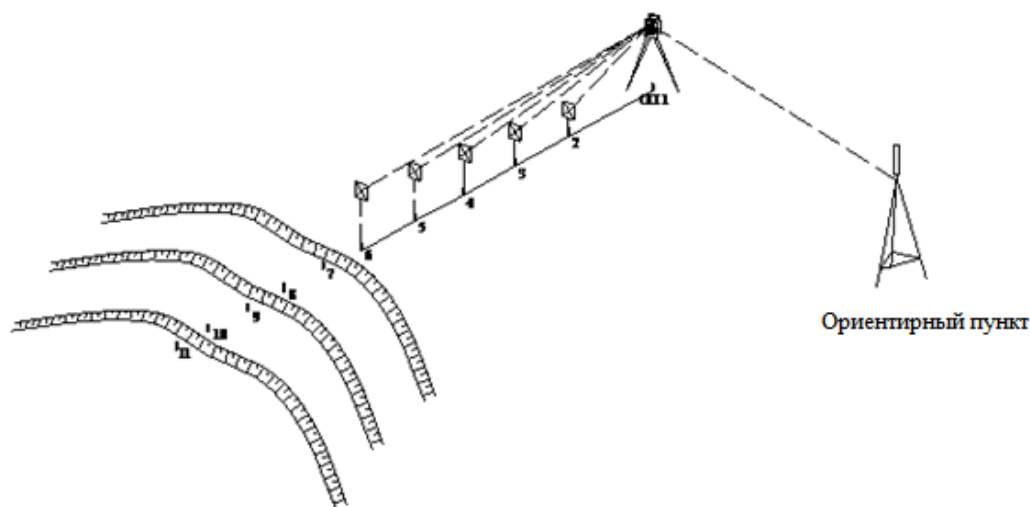


Рисунок 7.4 – Схема наблюдения по створу

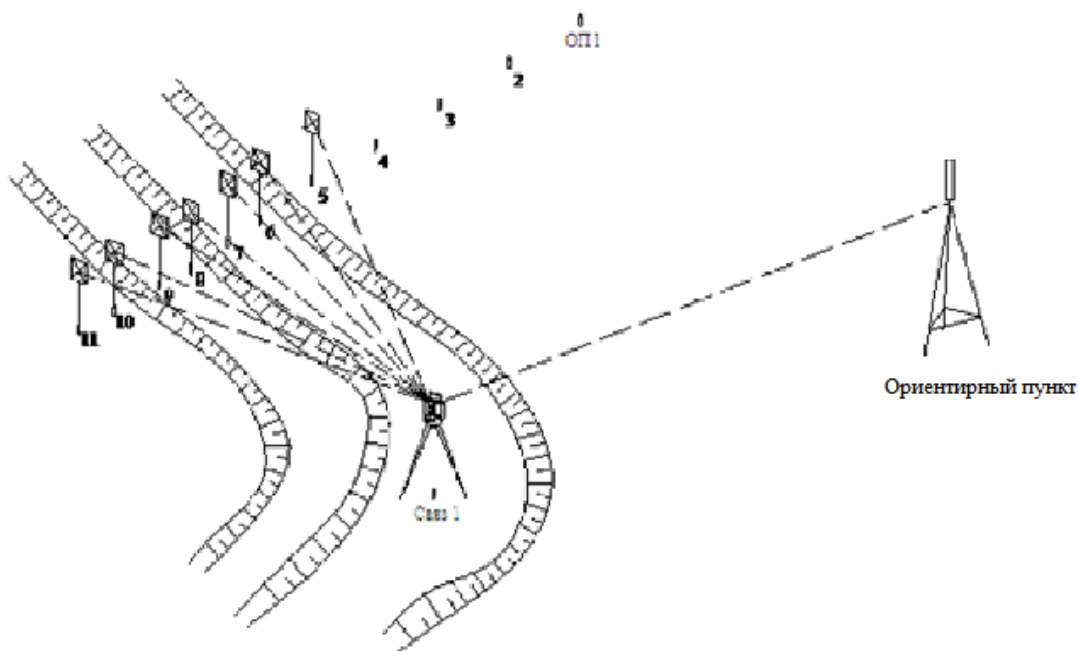


Рисунок 7.5 – Схема наблюдения со связующих точек

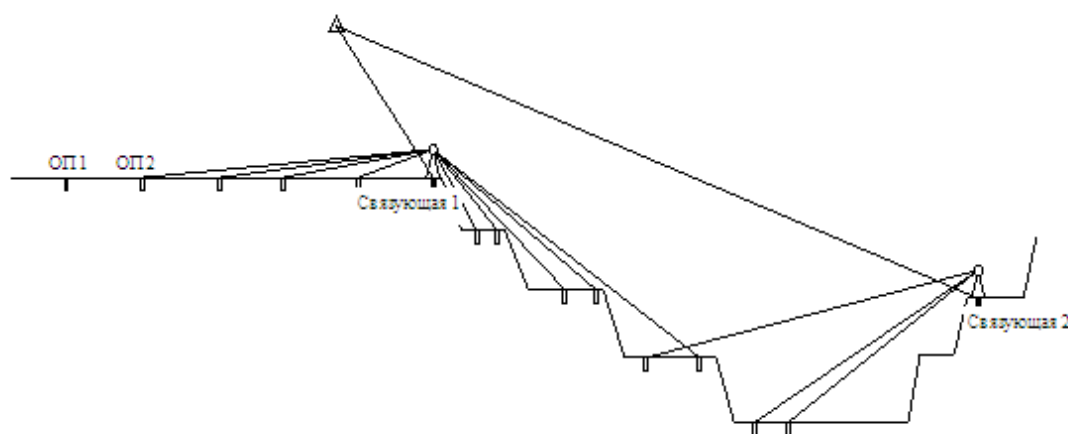
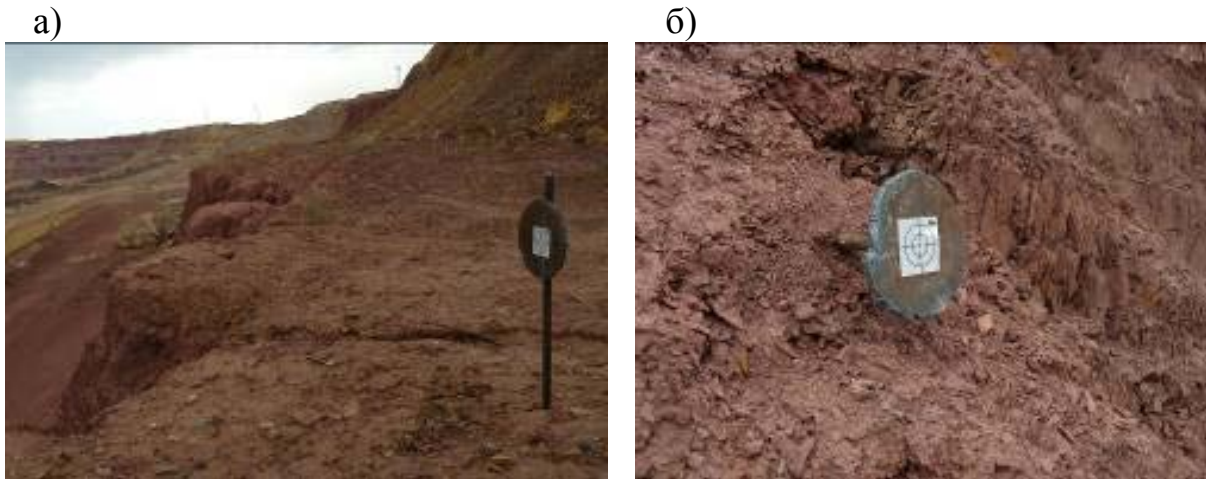


Рисунок 7.6 – Схема наблюдения с противоположного борта карьера

Предложен новый способ наблюдения за состоянием прибортового массива путем заложения в откосе уступа репера с отражающей пластиной, использующий технологию импульсных измерений на основе безотражательной функции электронного тахеометра.

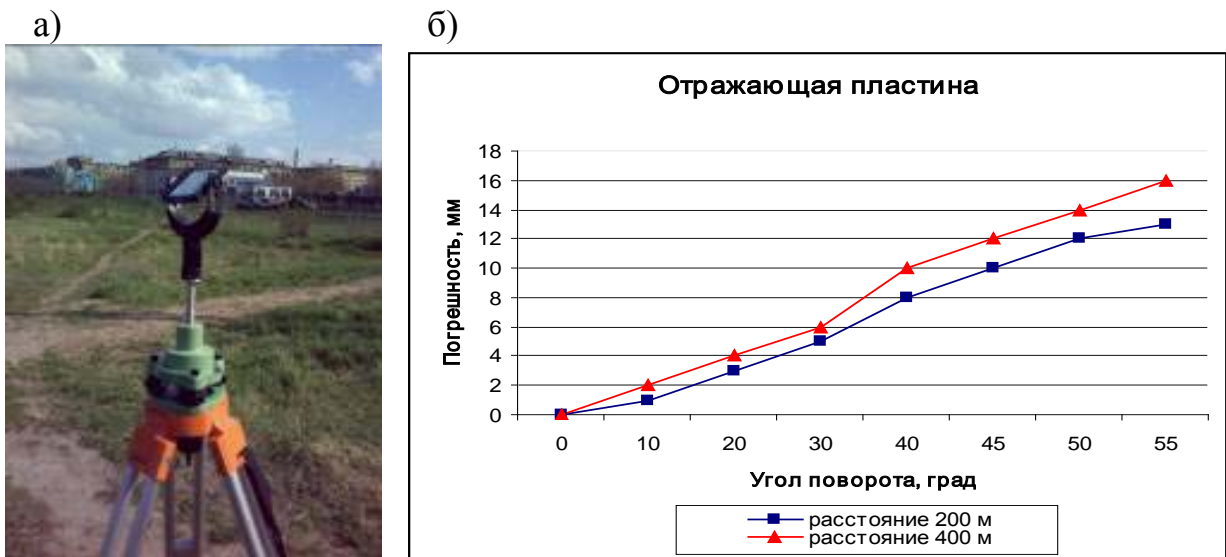
Для этого способа разработана схема ведения наблюдения, где рабочие репера располагаются по всей длине профильной линии, а опорный репер в основании откоса или на противоположном борту карьера в створе рабочих реперов с учетом угла визирования на пластины не более 30° .



а – репер на берме; б – репер в откосе
 Рисунок 7.7 – Фрагменты реперов, заложенные на карьере

Для интерпретации достоверных и точных результатов измерения выполнены исследования точности измерения безотражательным электронным тахеометром при наведении на отражающую поверхность пластины. Угол наклона пластины колебался от вертикали до 60° , а расстояние между прибором и пластиной до 400 м.

На основе исследований по каждому расстоянию построены графики зависимости точности измерения безотражательного светодальномера от угла падения лазерного пучка на отражающую пластину (рисунок 7.8).



а – процесс исследования; б – график зависимости $m_n = f(\delta, L)$

Рисунок 7.8 – Результаты исследования точности измерения безотражательным светодальномером

Выявлено, что при малых углах падения (от 0 до 30°) погрешность не превышает допустимой точности измерения безотражательным тахеометром.

Точность передачи высотной отметки, которая определяется по формуле (7.1) для безотражательного электронного тахеометра, обусловлена погрешностью измерения вертикального угла δ . Величина δ при измерениях должна достигать величины не более 30° на расстоянии до 400 м. При этом ошибка составляет $m_h = 2,79$ мм.

Погрешности определения положения рабочих реперов по способам полярных координат и линейно-угловых засечек на расстоянии 400 м составляет соответственно $m_{исх} = \pm 4,15$ мм и $m_{исх} = \pm 2,58$ мм. Ошибка определения положения рабочего репера способом полярных координат с учетом влияния всех составляющих, выраженная формулой (7.2), будет равна $m_p = \pm 5,8$ мм. В этом случае общая ошибка измерения электронным тахеометром составит $M_{общ} = \pm 6,4$ мм.

7.3.2 Наблюдение за сдвижением бортов карьера лазерным сканером

Использование результатов съемки лазерным сканером для получения элементов залегания трещин и размеров структурных блоков возможно при нахождении прибора от прибортового массива до 300 метров. При этом появляется уникальная возможность получения информации о положении прибортового массива без непосредственного контакта исполнителя.

Предлагаемая методика изучения элементов залегания трещин пород с использованием лазерного сканера следующая:

- на карьере выбирается точка для съемки трещин прибортового массива, где устанавливается штатив с электронным тахеометром и спутниковым приемником для определения координаты точки стояния. Затем со штатива снимается тахеометр и устанавливается лазерный сканер для производства съемки прибортового массива (рисунок 7.9) Следует отметить, что точка, с которой производится съемка, выбирается таким образом, чтобы можно было максимально снять обнаженную часть структуры прибортового массива. Расстояние до снимаемого массива в этом случае не должно превышать 300 метров;

- включается сканер и осуществляется съемка поверхности откоса уступа через установленный шаг сканирования;

- после этого на компьютере с помощью программы «Maptek I-Site Studio» создается облако точек с наложением фотографии;

- на компьютере обрабатывается полученная объемная электронная версия прибортового откоса с целью получения параметров залегания

трещин и разрывных нарушений: углов падения и простирания, размеров структурных блоков, образованных трещинами.

Модуль сбора данных отвечает за сбор данных в режиме реального времени, контроль измерений и измерительного цикла, проверку допустимых значений, мониторинг сообщений.

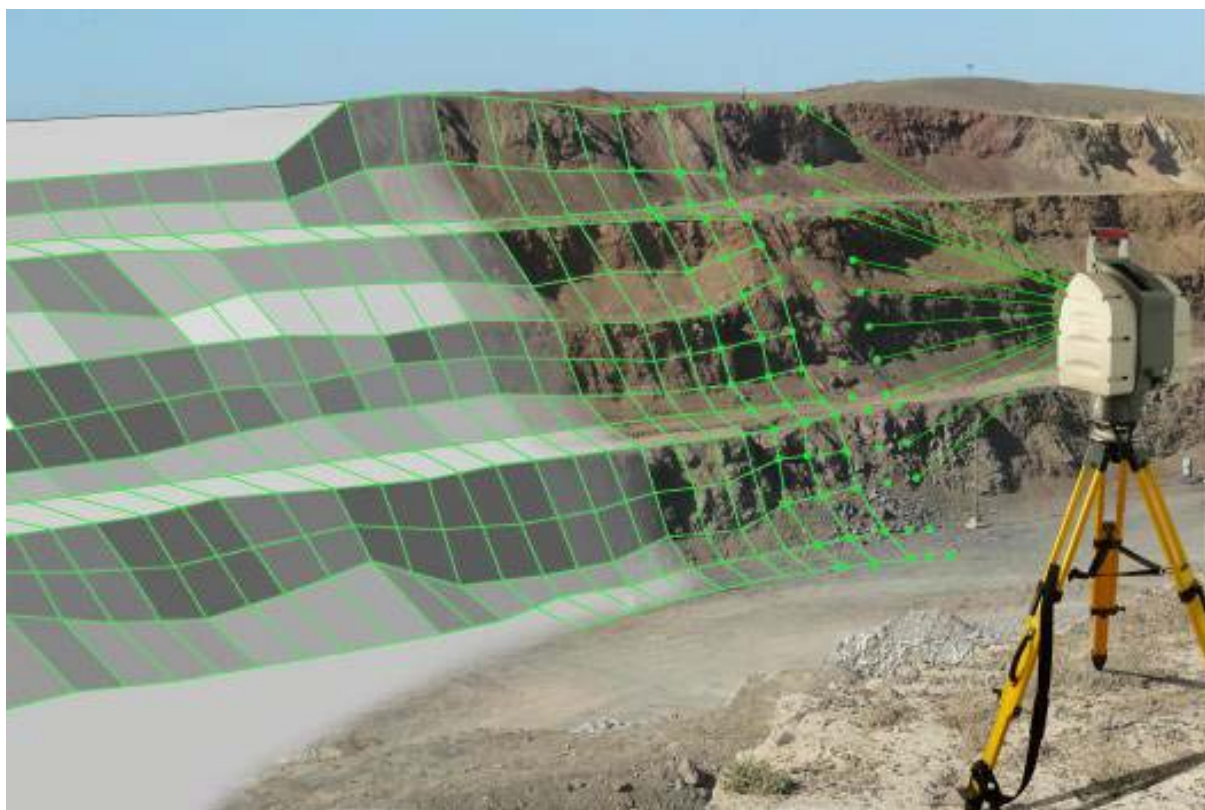


Рисунок 7.9 – Съемка трещиноватости пород на карьере

Модуль анализа полученных данных отвечает за анализ измеренных данных, составление отчетов, редактирование и пост-обработку. Данные и результаты могут быть представлены в цифровом и графическом виде со звуковым сопровождением.

На карьере «Николаевский» система мониторинга включала в себя 4 профильных линии (I, II, III, IV). Анализируя сложность строения в структурном отношении прибортовой массив по всем бортам до проектной глубины можно принять квазиитропным. Наблюдательные профильные линии расположены по всему контуру карьера в наиболее неустойчивых местах.

Инструментальные наблюдения на карьере «Николаевский» проводились с 2003 года по 2005 год. По результатам наблюдений по станциям I, II, III в целом деформации бортов карьера не обнаружены. У основания северного борта на линии IV был зафиксирован оползневой участок в активной стадии обрушения начиная с горизонта 192 м.

С целью безопасного проведения мониторинга по профильной линии IV было принято решение заложить на теле оползня четыре новых репера с жестко закрепленными на них отражателями с гор. 192 м по гор. 86 м для получения оперативной информации о движении оползневого тела.

а)



б)



а – вертикальные смещения реперов;

б – горизонтальные смещения реперов

Рисунок 7.10 – Графики смещений по профильной линии YSHот

Наблюдения по данным реперам производились ежедневно, что позволило определить скорость смещения оползневого тела и наметить мероприятия по сокращению ущерба от воздействия оползня.

Основная причина возникновения оползня состоит в сползании оползневого тела по контактам глинистых слоев, расположенных в прибортовом массиве северного борта на глубину в массив до 50 м. Интенсивность его сдвижения по высоте составляет в верхней части оползневого тела до 28 м, в средней части до 10 м, а в нижней части до 5,0 м. В течение 9 дней происходило интенсивное его сдвижение, а в дальнейшем этот процесс стабилизировался (происходит медленное сдвижение с осыпанием пород на границах оползневого участка на западе и востоке). Инструментальные наблюдения за его состоянием позволили выявить векторы сдвижения оползневого массива по высоте, по которым уточнена поверхность его скольжения и величины прочностных характеристик по породным слоям.

7.3.3 Наблюдение за сдвижением бортов карьера глобальными навигационными спутниковыми системами (ГНСС)

Применение методов определения местоположения реперов по сигналам ГНСС для маркшейдерских и геодезических целей в Казахстане началось с 2000 года. В период их использования выявились существенные преимущества по сравнению с традиционными маркшейдерскими методами. К ним можно отнести широкий диапазон точности, независимость от погодных условий, времени суток и года, от взаимной видимости между реперами, высокую автоматизацию, возможность работы непрерывно и в движении.

Вместе с тем применение спутниковых методов на практике выявило ряд недостатков: зависимость от препятствий, уязвимость от радиопомех, дорогое оборудование, но особенно необходимость в корректировке теории и практики проведения маркшейдерских работ по наблюдению за сдвижением откосов по профильным линиям.

В связи с этим для повышения эффективности маркшейдерского применения ГНСС на карьерах требуется решение следующих задач:

- исследовать ошибки измерения ГНСС и разработать методы их уменьшения;
- разработать методику наблюдения за деформациями бортов карьера;
- усовершенствовать конструкцию приемников ГНСС для уменьшения ошибок измерения при наблюдении за бортами карьера.

Определение координат реперов наблюдательной станции с помощью ГНСС в зависимости от требуемой точности и интервала между пунктами может быть выполнено в режиме «кинематика» и «статика».

Как показали исследования, проведенные в Институте горного дела УроРАН, при наблюдении за сдвижением земной поверхности используется метод кинематика «stop-and-go» и «быстрая статика».

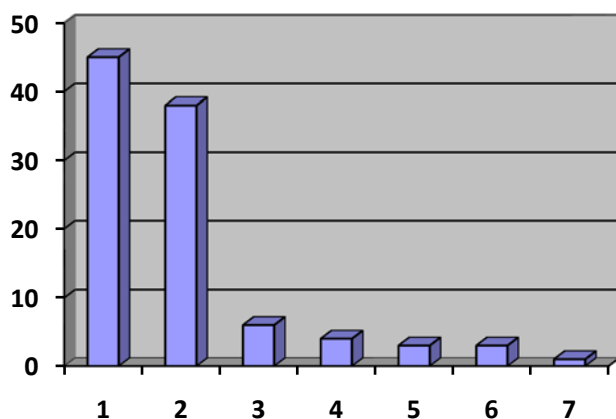
Для увеличения производительности полевых работ и определения координат рабочих реперов наблюдательной станции на карьерах используется кинематический метод. Для обеспечения требуемой точности необходимо при определении координат рабочих реперов применять оптическое центрирование GPS-приемников на штативах вместо использования легких кинематических вешек.

Исследование влияния ошибок на точность ГНСС измерений. Измерения деформаций карьерных откосов по наблюдательным станциям горных пород начинаются с тщательного планирования времени и продолжительности спутниковых наблюдений, а также определения оптимального угла возвышения согласно инструкции «По развитию съемочного обоснования и съемки ситуации и рельефа с применением глобальных навигационных спутниковых систем ГЛОНАСС и GPS», разработанной ЦНИИГАиК (г. Москва) [57].

Система ГНСС работает при любых погодных условиях, но существуют факторы, снижающие точность определения координат (рисунок 7.11). По мере прохождения атмосферы и тропосферы сигнал замедляется. Задержки распространения сигналов при их прохождении через верхние слои атмосферы приводят к ошибкам. Компенсировать ошибки, вызванные ионосферной рефракцией, можно при использовании для навигации сигналов, принимаемых на двух разных частотах. Для сигналов от разных спутников задержка времени различна. Ошибки распространения радиоволн зависят от состояния атмосферы и высоты спутника над горизонтом: чем ниже спутник, тем больший путь проходит его сигнал через атмосферу и тем больше искажения.

На большинстве горных предприятий, где производятся измерения деформаций откосов уступов и бортов карьеров по наблюдательным станциям, имеет место затрудненный или некачественный прием спутниковых радиосигналов. Основными неблагоприятными факторами в данном случае будут электрический шум, теневой эффект от откоса и ограниченная видимость на спутники. Неблагоприятное воздействие электрического шума можно исключить еще на стадии проектирования наблюдательной станции, в этом случае необходимо избегать закладки рабочих и опорных реперов ближе, чем 25-50 метров от линий электропередач, трансформаторных подстанций и контактной сети электрического транспорта. Воздействие многолучевого хода спутникового радиосигнала удастся устранить как путем экранирования

приемника, так и во время обработки базовых линий с исключением из нее спутников с некачественным радиосигналом, поэтому при заложении наблюдательных линий необходимо учитывать эффект отражения сигнала от карьерных откосов.



1-ионосферная рефракция, (45%); 2-геометрия спутников, (38%);
 3-эфемеридные данные, (6%); 4- отражение сигнала (теневой эффект, 4%);
 5- тропосферная рефракция, (3%); 6-спутниковые часы, (3%);
 7-приемник, (1%)

Рисунок 7.11 – Влияние различных факторов на точность GPS измерений

Понятие «геометрия спутников» означает расположение спутников и GPS-приемника относительно друг друга. Орбитальные ошибки известны как «ошибки эфемериды», это неточности данных о расположении спутников. Часы GPS-приемника уступают в точности атомным часам, находящимся на борту спутников. Это может быть причиной небольших ошибок в определении времени прохождения сигнала. Эти ошибки уменьшаются только с помощью управляющего сегмента и не зависят от применения методики измерения и характеристик наземных приемников.

Ошибки приемника ГНСС зависят от его установки и центрирования. Приемник показывает не только, какие спутники используются, но и где они находятся, так что можно определить, затруднен ли прием каждого спутника в любой ситуации. При наблюдении спутники не всегда видны, поэтому необходимо знать точное время съемки и координаты точки. В такой ситуации наблюдения будут проведены достаточно точно, если в зоне уверенного приема находятся 6 спутников.

Заложение наблюдательной станции вблизи откоса вызывает отражение сигнала «теневой эффект», что увеличивает время прохождения сигнала, вызывая тем самым ошибку. Спутниковый сигнал проделывает более длинный путь, и приемник «думает», что находится дальше от спутника, чем на самом деле. Влияние теневого эффекта на точность измерения GPS систем до конца не изучено и в «Методическом

руководстве по наблюдению за сдвижением откосов» не предусмотрено допустимое расположение рабочего репера от откоса.

Проведенный анализ источников ошибок измерения ГНСС показал, что их можно разделить на следующие виды, которые зависят:

- от атмосферного слоя (ионосферная и тропосферная ошибка);
- характеристик космических аппаратов и их свойств (ошибка геометрии спутников, спутниковые часы и «эфемеридные» данные);
- пользовательского сегмента (ошибки приемников, «многолучивость», теневой эффект и фазовые центры антенн приемников).

Ошибки ГНСС, зависящие от атмосферного слоя, можно уменьшить с помощью современных разработанных программ и методик расчетов, влияние второго вида ошибок может быть уменьшено с помощью управляющего сегмента. При наблюдении за сдвижением откосов по профильным линиям на открытых горных работах ошибку пользовательского сигнала можно уменьшить за счет правильно выбранной методики измерения.

Методы уменьшения «многолучивости» и влияние расположения высоты антенны на точность измерения. Одно из условий определения координат в ГНСС заключается в том, что все измерения параметров сигнала должны производиться по сигналу, приходящему прямо со спутника, однако в реальной обстановке луч спутника претерпевает множество переотражений от объектов.

В процессе эффекта «многолучивости» электромагнитный сигнал от спутника достигает антенны приемника, через несколько различных путей отражения, от близлежащих предметов, сооружений, подстилающей поверхности, транспортных средств и других объектов вместе с непосредственным истинным электромагнитным сигналом или без него.

Для уменьшения эффекта «многолучивости» необходимо использовать антенны:

- типа «choke-ring», у которых электрические фазовые центры антенн менее подвержены сдвигению и которые используются для высокоточных геодезических и научных измерений. В современных антеннах, чаще всего применяемых в геодезии, применяется кольцо подавления отраженных сигналов «choke-ring». Заземленный экран кольца подавления состоит из нескольких концентрических стенок, или колец, вокруг центра, где располагается элемент антенны;

- с металлическим диском в горизонтальной плоскости.

Антенны типа «choke-ring», имеют ряд преимуществ и недостатков, среди которых можно выделить большую стоимость, размеры, вес, кроме того, данные антенны не устраняют влияние «многолучивости», обусловленное сигналами, достигающими приемник со стороны выше горизонта.

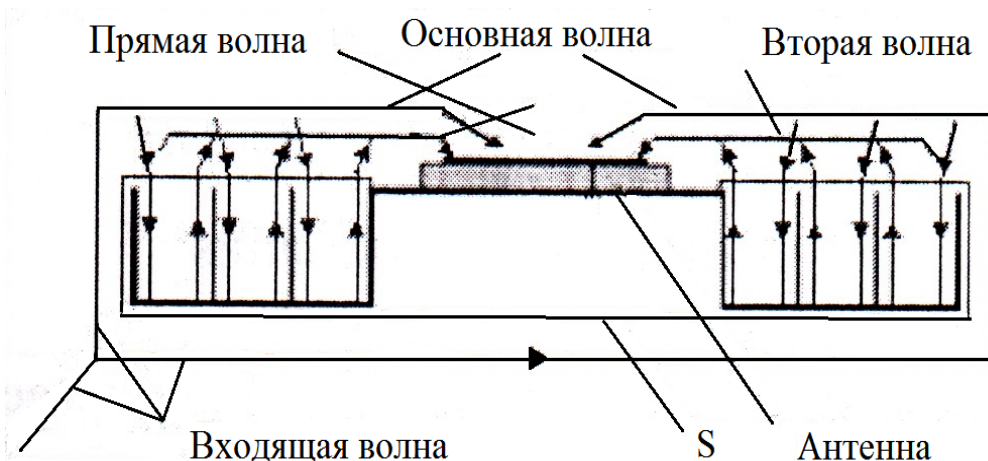


Рисунок 7.12 – Кольцо подавления отраженных сигналов

В конструкции антенн типа «choke-ring» предусмотрены концентрические борозды на горизонтальном отражателе, их глубина составляет $1/4$ длины волны, на которую антенна настроена. Эти четверть волновые борозды действуют как резонансный фильтр для сигналов, отраженных от объектов вблизи Земли. Конструкция антенн «choke-ring» весьма эффективна, особенно для одночастотных приемников, однако имеет два недостатка при приеме двухчастотного сигнала GPS.

Во-первых, глубина борозд зависит от частоты настройки антенны. Это приемлемо для одночастотных приемников. Однако для двухчастотных приемников, антенна должна быть либо эффективна на одной частоте, либо иметь среднюю эффективность на обеих частотах, в общем уменьшая производительность для каждой из них.

Во-вторых, прямо идущие сигналы от спутников с низким возвышением ослабляются при прохождении атмосферы и искажаются переотраженными сигналами, тем самым снижается производительность при приеме сигналов от низких спутников.

Чтобы «отсечь» отраженные от Земли радиоволны, используют металлический диск (рисунок 7.13). Металлический диск диаметром около 0,5 метра, с толщиной металла 2 мм. Антенна с металлическим диском громоздка, ее трудно применять в режимах наблюдений, когда аппаратура в режиме «кинематика».

Такие антенны необходимо использовать для получения наиболее точных результатов, так, например, для наблюдений за сдвижением откосов уступов и бортов карьернов. Спутниковый сигнал, отраженный от поверхности, проходит дополнительный путь, тем самым, увеличивается погрешность измерения. Рассмотрим пример (рисунок 7.14) .



Рисунок 7.13 – Антенна с металлическим диском для отсекаания отраженных сигналов

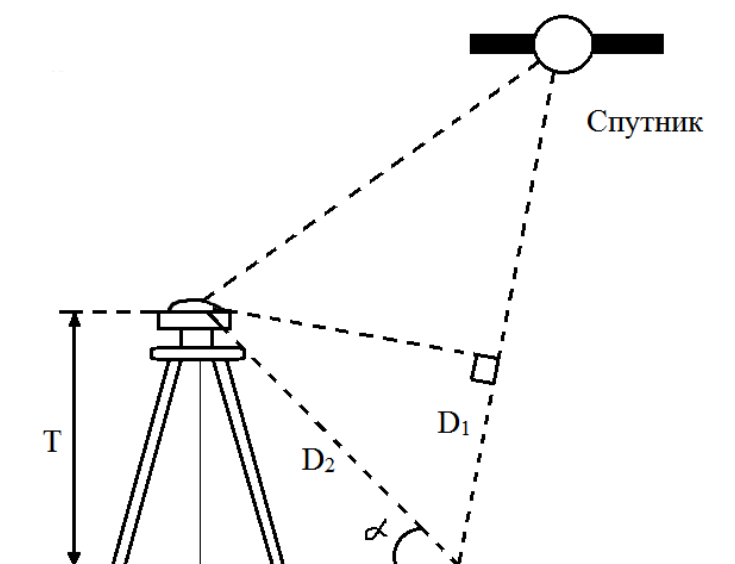


Рисунок 7.14 – Определение точности ГНСС измерения при разном положении по высоте антенны приемника

Из геометрического отношения получается:

$$D_1 = D_2 \cos(\pi - 2e). \quad (7.3)$$

Разница фаз (θ) между прямым и отраженным сигналом:

$$\theta = (D_1 + D_2) \frac{2\pi}{\lambda} = \frac{4\pi H \sin e}{\lambda} + \pi, \quad (7.4)$$

где θ – фазовая разность между прямым и отраженным сигналом, м;
 λ – длина волны, м;
 H – высота прибора, м;
 e – угол возвышения спутника над горизонтом, град.
 D_1, D_2 – дополнительное расстояние пройденное спутниковым сигналом, м.

Проведено исследование зависимости ошибки измерения от высоты измерения с изменением высоты штатива 1,5; 1,75; 2,0 м с металлическим диском. На каждой станции в режиме «кинематика» производилось до 50 измерений и определялось среднее арифметическое. Измерения проводились на базе Технического университета Клаусталь 26.03.2009г. в период измерения сильных скачков GDOP, и потери спутниковых сигналов не наблюдались.

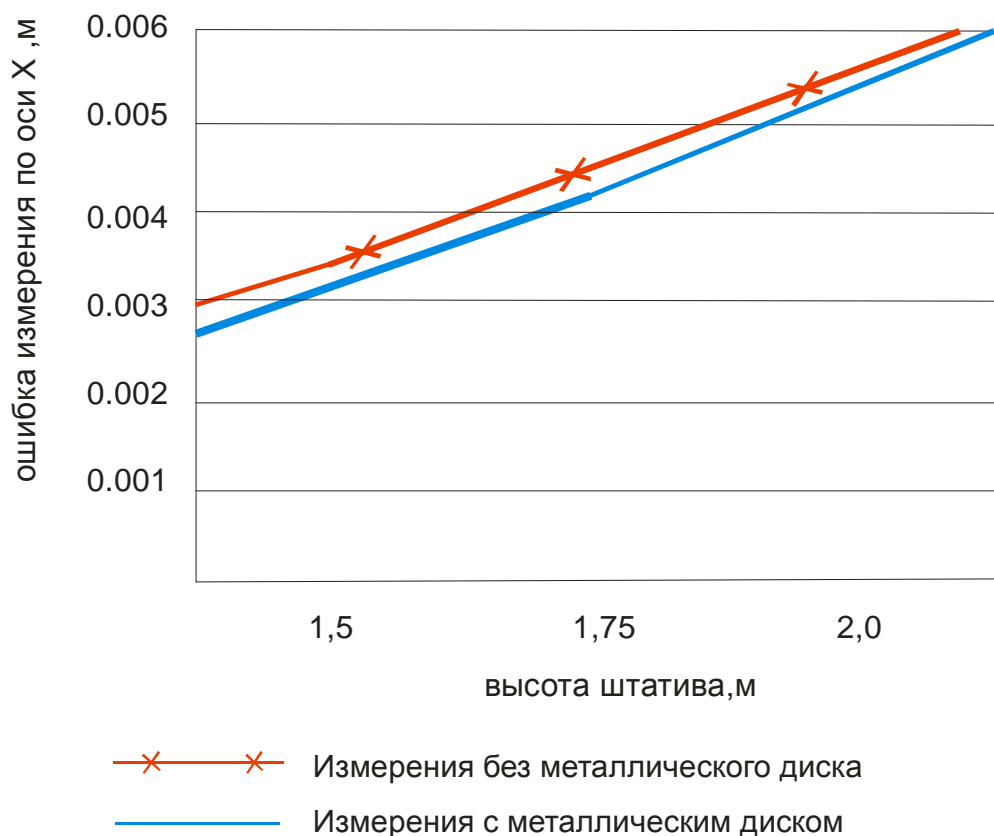


Рисунок 7.15 – Среднеквадратическая ошибка измерения по оси X

Обработанные данные измерения в режиме «кинематика» сводим в таблицу 7.2. При исследовании применялся специальный телескопический штатив.

Таблица 7.2 – Результаты измерений в режиме «кинематика» для исследования влияния «многолучивости» на точность измерения при разных положениях по высоте

Высота, м	Без металлического диска			GDOP	С металлическим диском			GDOP
	X, м	Y, м	Z, м		X, м	Y, м	Z, м	
1,5	0,0034	0,0028	0,0068	4,8	0,0022	0,0013	0,0046	3,3
1,75	0,0044	0,0025	0,0119	4,6	0,0042	0,0021	0,0068	3,3
2	0,0055	0,0023	0,0149	3,3	0,0053	0,0024	0,0097	3,3

Исследования показали, что при измерении в режиме кинематика с увеличением высоты штатива уменьшается точность измерения на 25%. Применение металлического диска при измерении в режиме кинематика увеличивает точность измерения в плане на 17% по оси X 27%, по оси Y и по высоте в среднем на 36%.

Ошибку «многолучивости» спутникового сигнала можно уменьшить с помощью металлического диска, прикрепленного к антенне. Исследование влияния металлического диска на точность измерения проводилось в режиме «быстрая статика» и составляло 20 минут на каждой станции на базе Технического университета Клаусталь под руководством проф. В. Буша. Для определения ошибки за ионосферу и тропосферу была заложена базовая линия менее 1 км. Измерение проводилось с помощью двухчастотного приемника GPS Leica System 400, с помощью программного комплекса Leica SKI-Pro велась обработка и уравнивание данных.

Ошибка измерения в режиме быстрая статика в плане составила до 1,3 см, по высоте ошибка между сериями составляет 2,0 см. Точность измерения можно увидеть с помощью осей эллипса искажения по оси (a), по оси (b) на рисунке 7.16.

Получены результаты методом «быстрая статика», измерения продолжались 20 мин, запись измерения 1 секунда. Применение металлического диска показывает, что ошибка эллипса искажения по осям уменьшается на 10% в режиме «быстрая статика». В качестве опорных пунктов на карьерах необходимо использовать центр с принудительным центрированием для GPS-измерений канадского типа, в связи со схожими климатическими условиями. При этом необходимо произвести расчет видимости спутникового сигнала и принимать наименьшую высоту сигнала.

Центр состоит из бетонного столба, который изготовлен из специального укрепленного бетона. Пункт измерения заложен на глубину до 2 метров в зависимости от ситуации. Такой столб может возвышаться над землей от 1,0 до 1,5 м в зависимости от условий. Диаметр бетонного столба составляет 0,5 м.

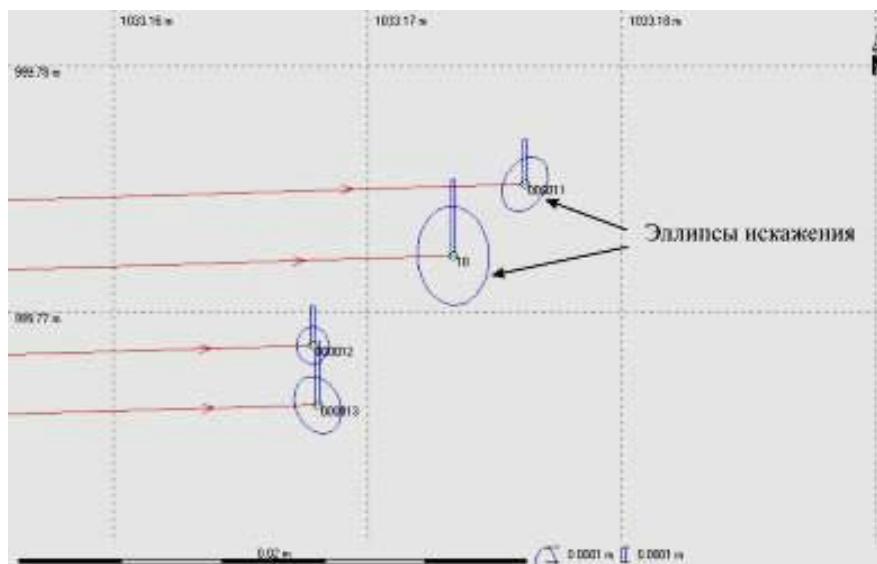


Рисунок 7.16 – Получение эллипсов искажений в программе Leica SKI-Pro: эллипс искажения точки 1, 12 измерения с металлическим диском; точки 10,13 измерения без металлического диска

Исследование влияния фазового центра антенн на точность измерения. Под фазовым центром антенны понимается точка, до которой производятся измерения расстояний от спутников. Положение фазового центра GPS антенны не зависит от направления сигнала. Однако на практике наблюдаются малые, менее сантиметра, смещения фазового центра при изменении азимута и высоты спутника. При использовании антенн одинакового изготовления и одного типа моделей на обоих концах базовой линии действительное положение фазового центра становится важным.

Обыкновенные антенны обычно имеют одноточечную схему подачи питания, при которой антенна соединяется со всей остальной схемой в одной точке и которая, в свою очередь, делает антенну асимметричной, что ведет к разбросу колебаний фазового центра. Проведено исследование по определению влияния изменения направления GPS антенны на точность измерения.

Для каждой из GPS антенны было собрано 5 наборов данных для углов поворота 0° , 90° , 180° , 270° , 360° в режиме «быстрая статика», которые незначительно отличались по местоположению вследствие нестабильности положения фазового центра. Как показано на рисунке 7.17, результаты теста показывают хорошую стабильность фазового центра в горизонтальной плоскости – колебания значительно меньше 1 миллиметра для обеих частот L1 и L2.

Проведено исследование положение фазового центра в режиме «кинематика» для двухчастотных антенн AT 302 фирмы Leica, на базовой станции менее до 1 км. Измерение проводилось по направлениям

0°, 90°, 180°, 270°, 360°, на каждом направлении до 100 точек измерения. При измерении фазового центра антенны больших скачков GDOP не наблюдалось.

По полученным данным можно сделать вывод, что ошибка измерения при изменении ориентирования антенны в режиме «кинематика» может достигать по оси X до 12 мм, по оси Y до 17 мм.

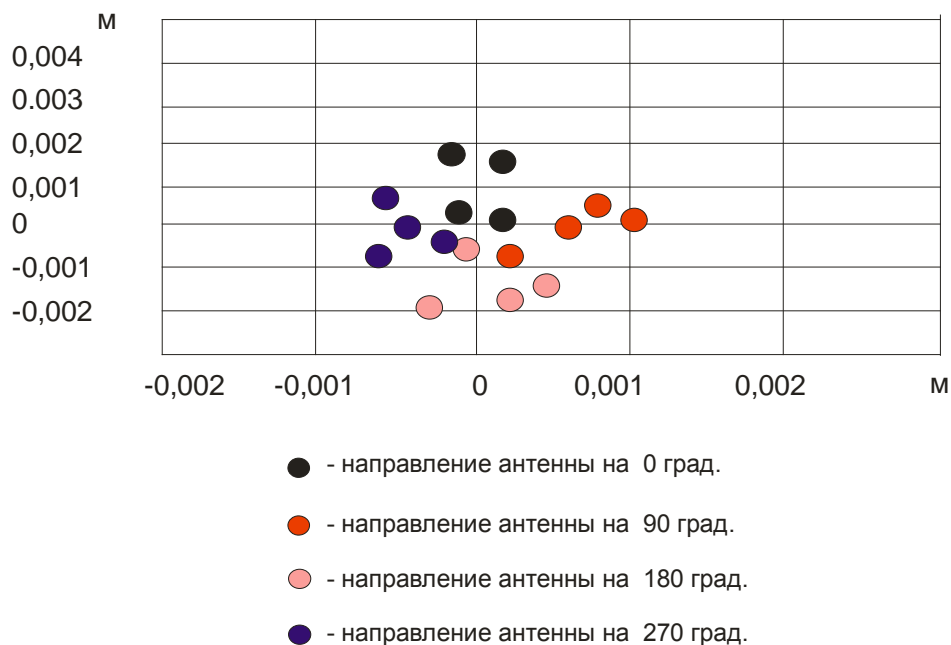


Рисунок 7.17 – Стабильность горизонтального фазового центра антенн «Зефир»

При использовании новых антенн типа Trimble Zephyr при различном ориентировании в режиме «статика» получена миллиметровая ошибка измерения. При использовании антенн типа AT 302 фирмы Leica в режиме «кинематика» ошибка составила до 1,7 см. Следует отметить, что применение комплекса спутниковой геодезии для наблюдений за процессом сдвижения земной поверхности на горных предприятиях позволяет проводить исследования на качественно более высоком уровне. В настоящее время измерениями охвачена не только ближняя зона техногенного воздействия добычи полезных ископаемых, наблюдения в которой производились достаточно длительный период с использованием традиционных геодезических методов, но и дальняя зона, в которой ранее измерения либо не проводились совсем, либо проводились в недостаточных объемах по причине высокой трудоемкости подобных работ. Измерения, проводимые комплексом ГНСС, показали высокую эффективность для решения задач геомеханики, благодаря его применению стал возможным регулярный мониторинг деформаций и напряжений, происходящих в земной коре.

Исследование влияния «теневого эффекта» на точность ГНСС измерения. Для определения влияния теневого эффекта на точность измерения GPS систем была разработана схема измерений, состоящая из трех точек на поверхности откоса. Измерения проводились от точки №1 к точке №3. Исследование проходило на базе Технического университета Клаусталь (Германия) под руководством заведующего кафедрой маркшейдерского дела и геомеханики проф. В. Буша. На вышестоящем откосе на расстоянии 500 м от бровки устанавливается базовая станция и определяются координаты опорных реперов методом «статика», а координаты рабочих точек методом «кинематика». Для повышения точности наблюдения измерения проводились с помощью специально разработанных жестких штативов, на котором устанавливался отгоризонтированный и отцентрированный трегер с антенной. При высоте уступа 12 м заложены точки на расстоянии $L_1=15\text{м}$; $L_2=10\text{м}$; $L_3=5\text{м}$ от откоса (рисунок 7.18).

Главной задачей данного исследования, это определение допустимого расстояния, на которое должен быть удален рабочий репер от откоса, чтобы исключить ошибку теневого эффекта при наблюдении за сдвижением борта карьера.

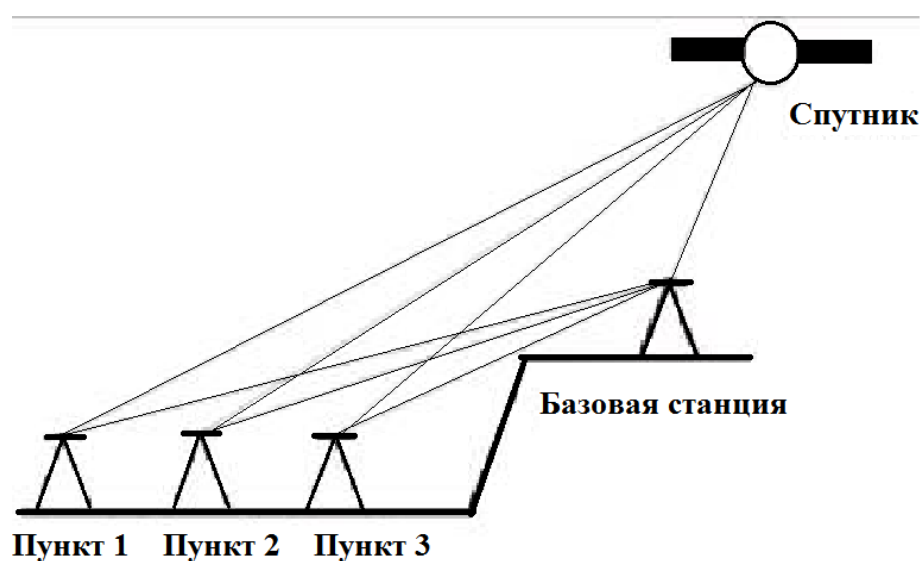


Рисунок 7.18 – Схема определения теневого эффекта

Разработанные штативы имели оцифрованные линейки с точностью до 0,5 см. Конструкция штативов позволяла изменять положение трегера с антенной в горизонтальном и вертикальном направлении. С помощью штатива, на котором изменялось положение трегера по горизонтальному направлению к откосу измерялись координаты по оси x. Штатив, где трегер изменял свое положение с антенной по вертикали, ось z представлена на рисунке 7.19. Определение точности координат

основывается на измерении с нескольких спутников, поэтому при закладке наблюдательной станции необходимо определить траекторию орбит спутников по заранее известным координатам.



Рисунок 7.19 – Наблюдение ГНСС с телескопическими штативами

Все работы производились с помощью глобальных спутниковых систем фирмы Leica и программного обеспечения Leica-Ski-Pro. Наблюдательная станция была заложена таким образом, чтобы реперы находились не в лучшем положении относительно траектории спутников (рисунок 7.20).

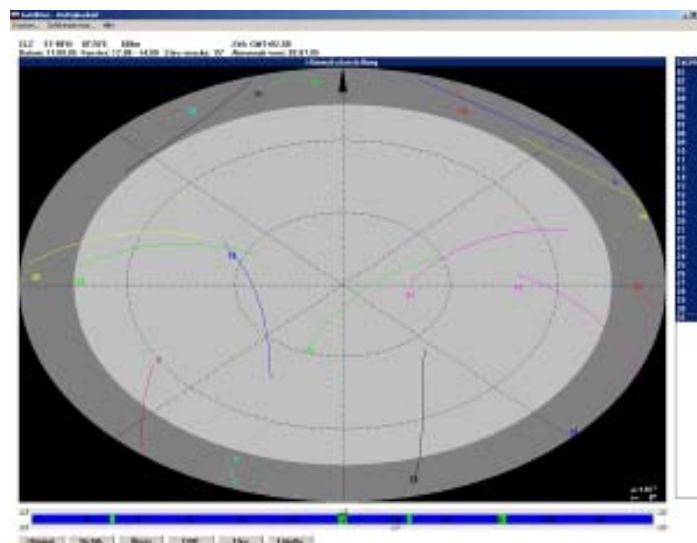


Рисунок 7.20 – Определение траектории полетов спутников с использованием программного обеспечения Leica-Ski-Pro

Координаты точек наблюдательной станции расположены в центре, а траектории спутников проходят с южной стороны (спутники №10, 2, 20, рисунок 7.21). При таком расположении наблюдательной станции относительно траектории спутников наблюдается отражение сигнала, то есть «теневой эффект».

По программе Leica-Ski-Pro определено время измерения, при котором будет необходимое количество спутников (рисунок 7.21). Согласно полученному результату измерения лучше производить в период с 3-7 часов утра и с 13 до 16 часов дня. Все измерения производились с 11 до 16 часов на каждой точке по три серии наблюдения через интервал 1, 2, 5 см на штативе с изменением положения антенны по оси x и z.

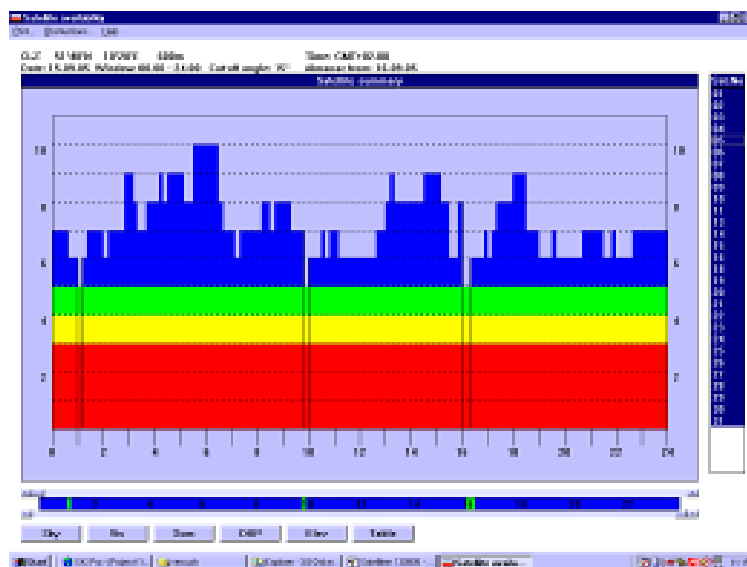


Рисунок 7.21 – Определение время наблюдения в программе Leica-Ski-Pro

В результате опыта полученные среднеквадратические ошибки измерения занесены в таблицу 7.3. Количество спутников и качество сигнала при работе практически оставались неизменными.

Таблица 7.3 – Определение среднеквадратической ошибки по оси X и Z

Номер точки	Среднеквадратическая ошибка измерений с движением антенны через 1 см, м	Среднеквадратическая ошибка измерений с движением антенны через 2 см, м	Среднеквадратическая ошибка измерений с движением антенны через 5 см, м
1	2	3	4
По оси X			
1	0,002608	0,003198	0,003371
2	0,002858	0,003397	0,003690
3	0,003260	0,003867	0,004276

Окончание таблицы 7.3

1	2	3	4
По оси Z			
1	0,004178	0,004614	0,005330
2	0,004854	0,005218	0,006012
3	0,005231	0,005521	0,006325

По полученным данным, где было изменено положение трегера с антенной по оси x, можно сделать вывод, что при приближении к откосу ошибка точности измерения уменьшается в среднем на 18%. По полученным значениям построим график среднеквадратических ошибок по оси x. Расчет допустимой ошибки измерения $m_{x,доп}$ произведен согласно «Методическому руководству по искусственному укреплению откосов скальных и полускальных пород на карьерах».

После серии наблюдений на трех точках измерения, когда изменялось положение трегера с антенной по оси x, сразу выполнялась вторая серия наблюдений на другом штативе с изменением положения по направлению оси z.

По полученным данным, где было изменено положение трегера с антенной по оси z, можно сделать вывод, что к приближению к откосу от точки 1 к точке 3 ошибка точности измерения увеличивается в среднем, согласно трем интервалам измерения, на 17%. Расчет допустимой ошибки измерения $m_{z,доп}$ произведен согласно «Методическому руководству по искусственному укреплению откосов скальных и полускальных пород на карьерах», разработанному ВНИМИ. Традиционно считается, что ошибка измерения по оси z всегда выше, чем плановая ошибка.

Допустимую погрешность измерения превышений при тригонометрическом нивелировании определяют согласно зависимости от расстояния между реперами и углом наклона. Погрешность определения превышений за счет погрешности определения длин вычислим по формуле, предложенной инструкцией:

Таблица 7.4 – Результаты среднеквадратических ошибок измерения

Средне-квадратическая погрешность измерения	Допустимая ошибка при тригонометрическом нивелировании, мм	Ошибка измерения при ГНСС, мм
Плановые	6,4	3,8
Высотное	6,8	6,3

По полученным данным можно сделать вывод о том, что ошибка измерения при движении к откосу увеличивается. Зная высоту откоса и определив допустимое расстояние от откоса, можно вывести формулу

допустимого заложения рабочего репера при плановом и высотном определении:

$$m_{дон} = 0,292H, \quad (7.5)$$

где H – высота откоса, м.

Данную формулу необходимо использовать при проектировании заложения наблюдательных линий за сдвижением откосов с помощью GPS систем.

7.3.4 Наблюдение за сдвижением бортов карьера с использованием радарной интерферометрии

В настоящее время выделяют два метода радарной интерферометрии: спутниковая и наземная.

В спутниковой радарной интерферометрии оперативность получения актуальной пространственной информации о земной поверхности является важным требованием, предъявляемым к современным данным дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ), наряду с высоким пространственным разрешением, а также геометрической точностью. Именно оперативность является одним из основных преимуществ радиолокационных систем ДЗЗ или синтезированной радар аппаратурой (SAR) систем. Благодаря микроволновому радиодиапазону (таблица 7.5), используемому в радиолокации, данные служат источником уникальной информации о земной поверхности. Происходит активное развитие общемировой группировки коммерческих радиолокационных систем. В 2005 г. на орбите находилось только три космических аппарата с системами среднего разрешения, работающих в радиодиапазоне. В настоящее время доступны данные семи радиолокационных систем, причем пространственное разрешение изображений, получаемых с их помощью, достигает 0.5 м .

Таблица 7.5 – Характеристика современных космических систем

Спутник	Диапазон	Длина волны, см	Частота, ГГц	Периодичность съемки, дней	Пространственное разрешение, м	Масштаб
TerraSAR-X	X	2,4 – 3,8	12,5 – 8,0	11	1 – 16	1:10 000
COSMO-SkyMed-1, 2	X	2,4 – 3,8	12,5 – 8,0	16	1 – 100	1:10 000
RADARSAT-2	C	3,8 – 7,5	8,0 – 4,0	24	3 – 100	1:25 000
ALOS / PALSAR	L	15,0 – 30,0	2,0 – 1,0	46	7 – 250	1:50 000
RADARSAT-1	C	3,8 – 7,5	8,0 – 4,0	24	8 – 100	1:50 000
ENVISAT /ASAR	C	3,8 – 7,5	8,0 – 4,0	35	30 – 1000	1:200 000
ERS-1, 2	C	3,8 – 7,5	8,0 – 4,0	35	30	1:200 000

Космический радиолокационный мониторинг просадок, вызванных разработкой месторождений, успешно осуществляется за рубежом с середины 1990-х гг. Определяются деформации земной поверхности в Дорсене (Германия) с помощью радарной интерферометрии, где цветовыми циклами наложены на карту местности уровни понижения в мм за 35 дней (рисунок 7.22).

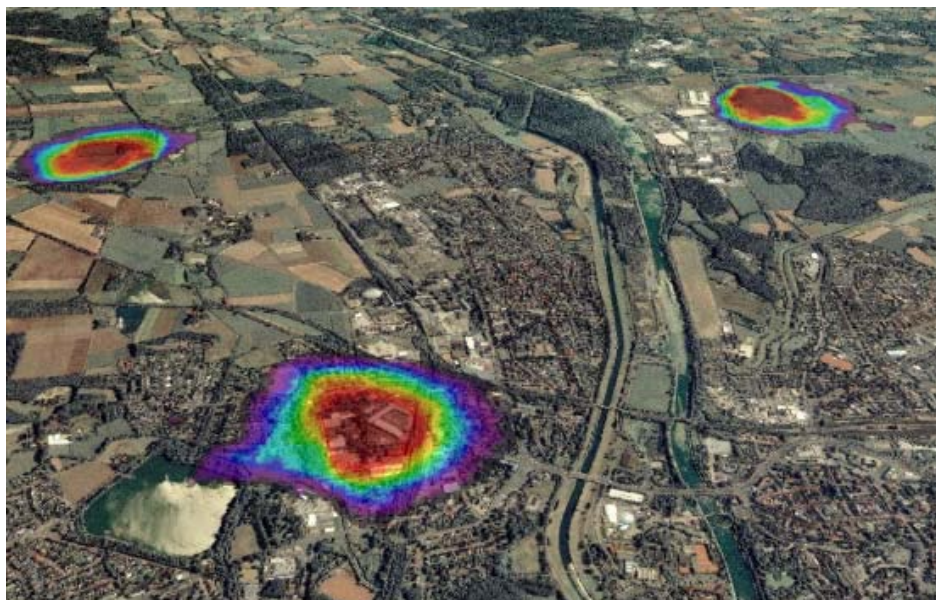


Рисунок 7.22 – Карта деформации, показывающая добывающее понижение в Дорсене, Германия

Внедрение подобной системы мониторинга начато с 2006г. на месторождениях нефти и газа ОАО «Газпром» в России. Для получения надежных данных необходимо одновременно с геодезическими наблюдениями вести в мониторинговом режиме космическую радиолокационную интерферометрическую съемку территорий месторождений, позволяющую регулярно получать поле смещений земной поверхности с высокой точностью и осуществлять взаимный контроль и уточнение величин смещений.

В силу различных причин, в России и Казахстане метод радиолокационного интерферометрического мониторинга смещений земной поверхности не получил широкого распространения.

Для разработки соответствующей методики наблюдения в России произведен также анализ смещений на Заполярном месторождении. Была привлечена интерферометрическая пара радиолокационных снимков за июль 2004 г. и август 2005 г., сделанных со спутников Европейского космического агентства. По результатам специализированной дифференциальной интерферометрической обработки этих снимков была

построена карта вертикальных смещений земной поверхности в единицах разности фаз.

Результаты показали высокую эффективность комплексирования космических и геодезических методов для задач мониторинга природных и техногенных смещений земной поверхности. Эти результаты учтены при подготовке ООО «ВНИИГАЗ» отраслевого стандарта «Методика проведения космического мониторинга состояния территорий горных отводов для обеспечения промышленной безопасности при добыче и хранении нефти и газа».

Космический радиолокационный мониторинг за деформационными процессами имеет свои недостатки, среди которых можно выделить следующие:

- погодные условия;
- период повторного посещения от 3 дней и более;
- пространственное разрешение 50 см;
- состояние подстилающей поверхности. Например, если первый снимок из интерферометрической пары получен при малооблачной сухой погоде, а второй при влажной погоде, то корреляция этих снимков будет довольно низкая. То же самое относится к наличию и состоянию снежного покрова и растительности;

- для получения корректного результата при построении цифровой модели местности ЦММ необходимо наличие опорной цифровой модели рельефа и опорных точек с известными координатами и высотами, которые уверенно опознаются на радиолокационном снимке.

Технология применения наземной радарной интерферометрии для определения сдвижения земной коры применяется только несколькими научно-исследовательскими институтами и организациями в мире:

- Университет Флоренции, Департамент электроники и телекоммуникации, система IBIS-L под руководством G. Bernardini, Италия;

- Европейская Комиссия, Объединенный Центр Исследования, Институт Защиты и Безопасности, Ispra, система Linear SAR под руководством Dario Tarchi, Италия;

- компания Gamma Remote Sensing AG система GAMMA под руководством Charles Werner, Швейцария;

- компания GroundProbe под руководством Dr Neal Harries США.

Наибольшее распространение получила система IBIS-L (рисунок 7.23).

С помощью наземной радарной интерферометрии с 2003 г. произвели наблюдения оползня Tessina в области Belluno, Италия, оползня в альпийской части Италии, ледника Роне, Швейцария, ряда карьеров в США.



Рисунок 7.23 – Наземная радарная интерферометрическая установка IBIS-L, Италия

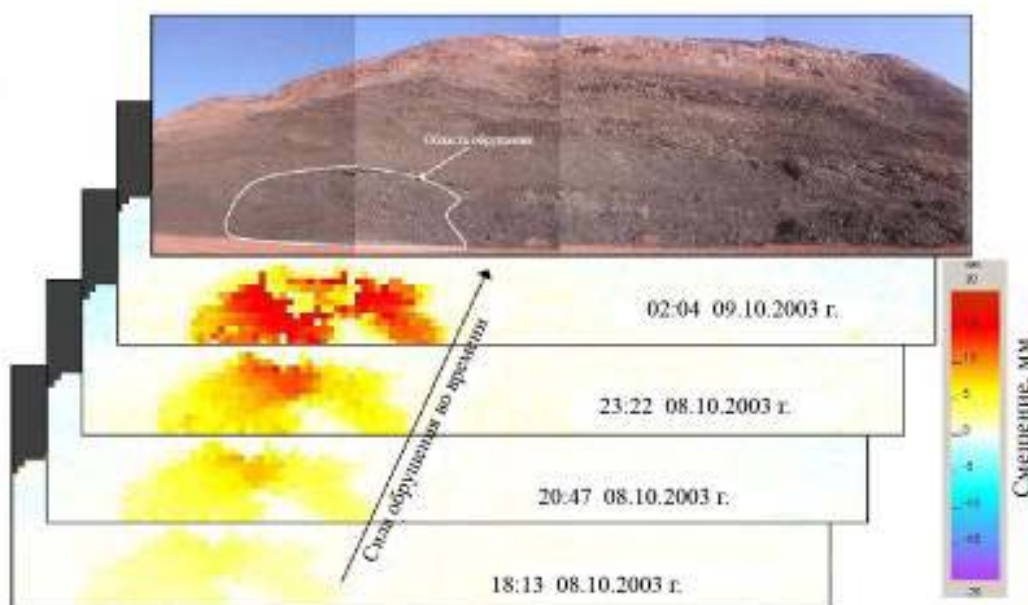


Рисунок 7.24 – Определение сдвигание борта карьера с помощью наземной радарной интерферометрии

При использовании наземной радарной интерферометрии можно выделить следующие недостатки:

- отсутствие единой разработанной и утвержденной методики измерения за сдвижением земной поверхности;
- в мире существует только 4 установки наземного радаринтерферометра;
- автоматизированные программы обработки данных разрабатываются

индивидуально для каждой установки, при этом стоимость их достаточно велика.

Среди современных методов маркшейдерской съемки широкое распространение получил метод лазерного сканирования, среди которых можно выделить: наземное, воздушное и лазерную батиметрию.

Лазерное сканирование позволяет создать цифровую модель всего окружающего пространства, представив его набором точек с пространственными координатами. Основное отличие от традиционных тахеометров – большая скорость измерений, сервопривод, автоматически поворачивающий измерительную головку в обеих плоскостях, и самое главное – скорость и плотность измерения.

В августе 2005 г. специалистами компании «Навгеоком», Россия был выполнен проект по измерению объёмов отвалов каменного угля. Сканер для этого вида съёмки достаточно уверенно принимал сигнал с расстояния 80-100 м при различных углах падения луча, но на расстояниях, не более 110-120 м сказывалась слабая отражающая способность угля. Проведенные исследования при применении лазерного сканирования выявили следующие недостатки:

- зависимость от отражающей способности наблюдаемого предмета, задымлённости и запылённости, что характерно для горнодобывающих предприятий;

- дальность действия сканера не позволяет работать на удалении в сотни метров.

7.3.5 Наблюдение за сдвижением бортов карьера с помощью георадара

Исследование структуры горного массива на Чиганакском месторождении барита произведено с помощью георадара MALA, который состоит из механизма измерения дистанции, антенны, контроллера и компьютерного блока со специальным программным обеспечением (рисунки 7.25-7.28). Его работа основана на явлении частичного отражения электромагнитных волн от поверхности раздела сред с различной диэлектрической проницаемостью и магнитными свойствами. Для зондирования используется несущая частота от 800 до 100 мегагерц, при этом эффективная глубина зондирования колеблется от 4 до 60 метров.

Результатом сканирования является томограмма или радиопрофиль. Она представляет собой совокупность трасс сигнала, координатно привязанных к траектории движения антенны, образующих единую картину прохождения и отражения радиосигнала в породном массиве по времени.



Рисунок 7.25 – Антенны



Рисунок 7.26 – Контроллер



Рисунок 7.27 – Дисплей геотомографа



Рисунок 7.28 – Геотомографическое сканирование

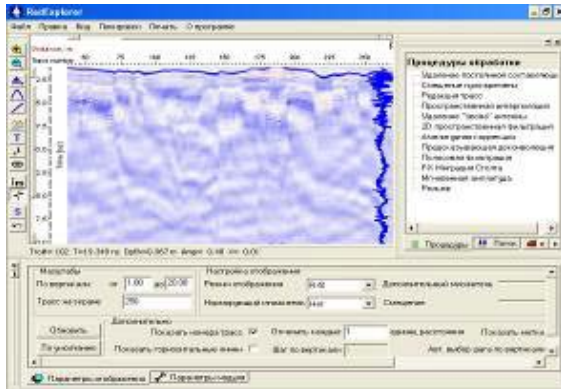


Рисунок 7.29 – Интерфейс программы

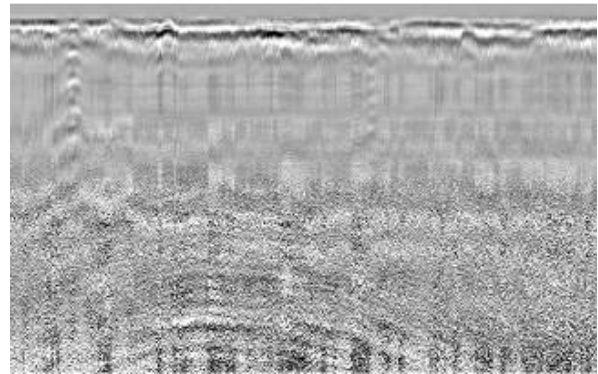


Рисунок 7.30 – Фрагмент томограммы породного массива

Получение достоверных данных о геометрии прибортового массива в условиях Чиганакского месторождения с использованием обычных средств весьма затруднительно, так как при этом необходимо присутствие человека в опасных оползневых зонах, а на некоторые важные участки попасть практически невозможно. Ввиду этого для получения данных о

геометрии откоса южного борта была использована технология дистанционного измерения при установке электронного тахеометра с безотражательным режимом измерения на противоположном северном борту карьера. Использование результатов лазерной тахеометрической и геотомографической съёмок позволило создать трёхмерную модель борта карьера и уточнить геологическое строение сложноструктурного Чиганакского месторождения (рисунки 7.31 и 7.32).



Рисунок 7.31 – Трёхмерная модель откоса борта

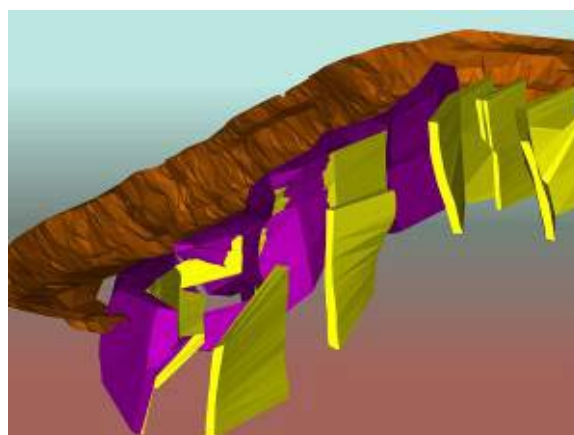


Рисунок 7.32 – Создание модели карьера с учетом структуры

Данные томографии дополняют геологическую информацию, включаемую в единую цифровую модель. На основании модели произведена корректировка параметров откосов уступов и борта карьера.

7.3.6 Наблюдение за сдвижением бортов карьера с использованием системы GeoMoS

Система GeoMoS управляет сенсорами в полностью автоматическом режиме, на большом удалении от места сбора и обработки данных. Работающая в автоматическом режиме система позволяет выполнять циклы измерений с высокой скоростью и исключить ошибки, связанные с человеческим фактором. От оператора требуется провести качественный анализ результатов для выбора необходимых средств наблюдений, их расположения и соединения в единую сеть.

Имея постоянно обновляемые параметры наблюдаемого объекта можно с высокой степенью достоверности производить прогнозы его состояния, предотвращать возможные аварии.

Система состоит из двух программных подсистем – Monitor (Монитор) и Analyzer (Анализатор). Monitor отвечает за сбор данных в режиме реального времени, контроль измерений и измерительного цикла,

представленный на рисунке 7.33, проверку допустимых значений, мониторинг сообщений.

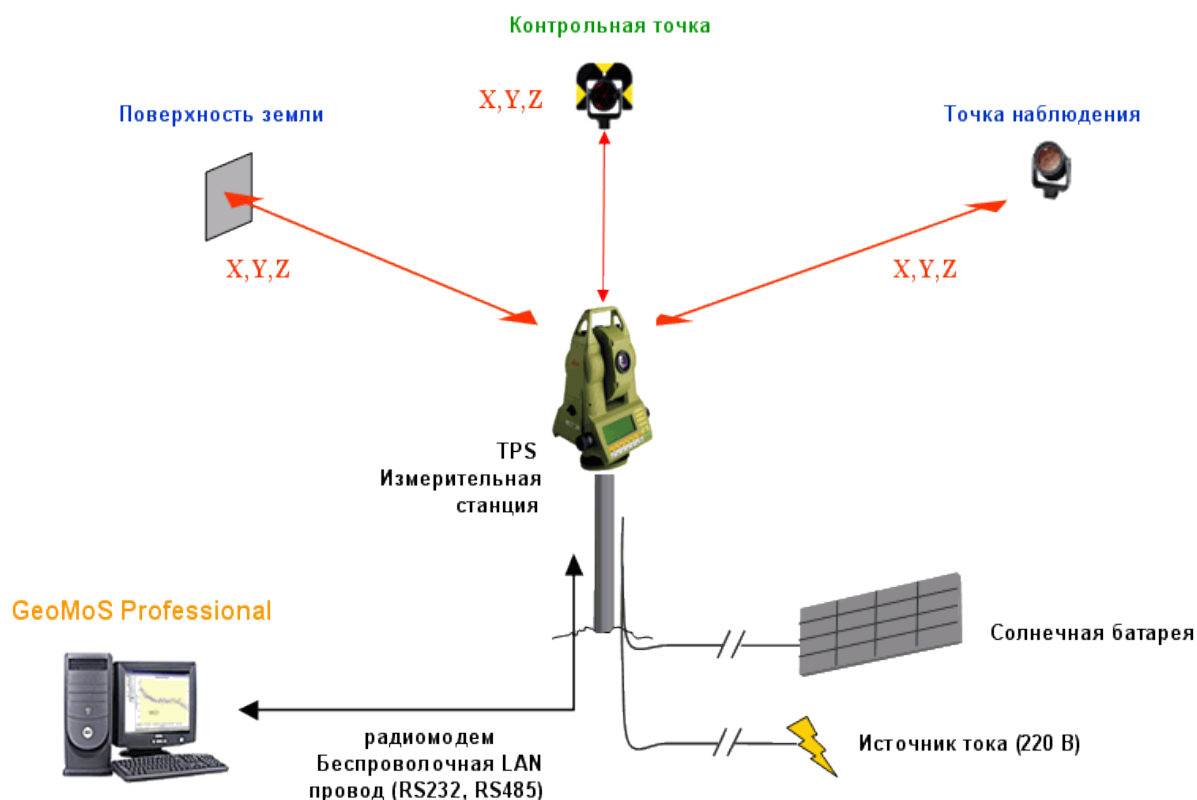


Рисунок 7.33 – Принцип измерительного цикла подсистемы Monitor

Analyzer отвечает за анализ измеренных данных, составление отчетов, редактирование и пост-обработку. Данные и результаты могут быть представлены в цифровом и графическом виде, как показано на рисунке 7.34, и экспортированы в различные стандартные форматы.

Аппаратной составляющей системы мониторинга GeoMoS являются различные устройства сбора данных (рисунок 7.35): тахеометры серий TPS1200, TPS1800 и TPS2003; GPS System 500; метеорологические сенсоры.

Прибор располагается в измерительной будке, которая предназначена для защиты инструмента. Конструкция стойки представлена на рисунке 7.36.

Результатами работы системы Analyzer являются: смещения (продольные, поперечные), скорости смещений, векторы смещения (в плане и высоте).

Измерительная будка обязательно должна быть оснащена климат-контролем для бесперебойного функционирования системы. Климатический контроль важен, для того чтобы избежать экстремальных температур, увлажнения и конденсации.

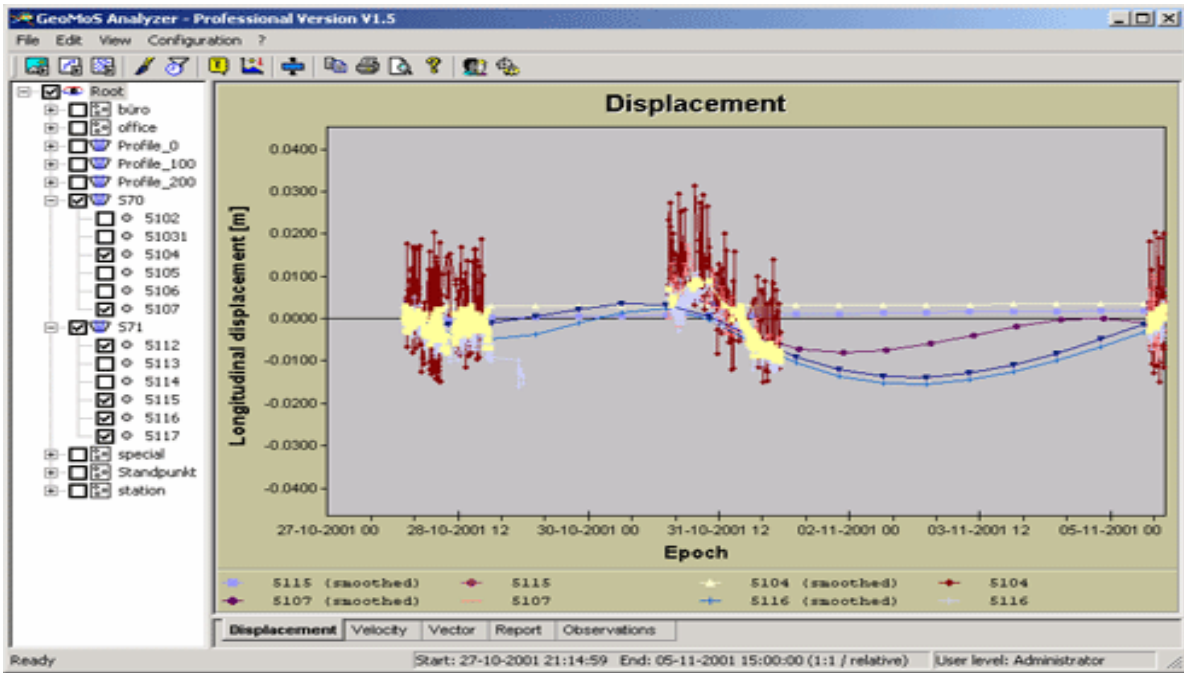


Рисунок 7.34 – Графическое и числовое представление измерений и результатов подсистемы Analyzer



Рисунок 7.35 – Принцип сбора данных системы GeoMoS

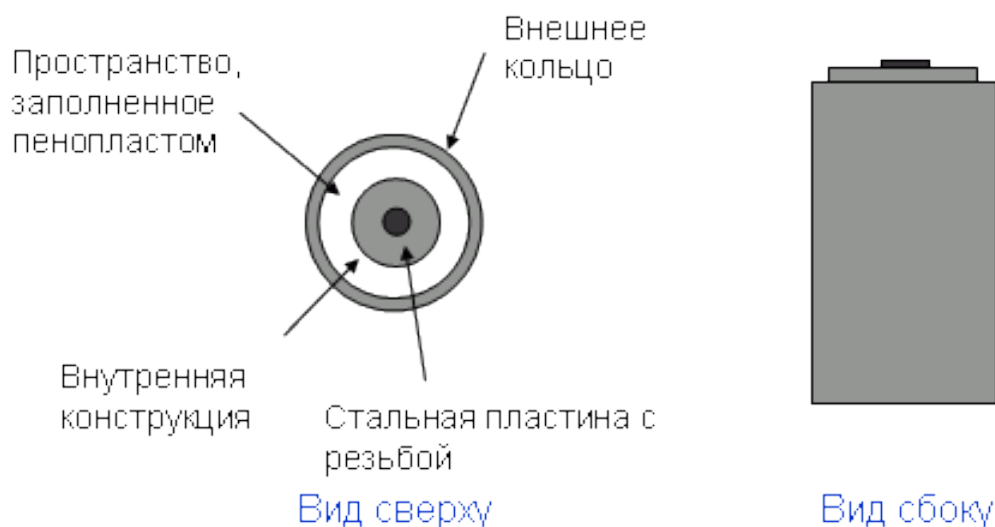


Рисунок 7.36 – Схема конструкции стойки

Основные технические характеристики системы GeoMoS:

- модульная конфигурация от одной до нескольких станций;
- возможность подключения и объединения в одну систему большого количества измерительных станций;
- удаленный доступ для работы и изменения установок;
- сообщения о текущем состоянии системы (превышение критических смещений объекта, отсутствие питания, взлом или разрушение);
- моделирование метеорологической сети вокруг объекта измерений;
- запись производимых изменений во время редактирования и пост-обработки;
- параллельное использование нескольких устройств (тахеометры, GPS, метрологические и геотехнические сенсоры);
- автоматическое регулирование и синхронизация получения данных по кабелю, радиомодему, LAN, WAN или через Internet;
- возможность измерять расстояния на большой дальности (до 5 км);
- мощный набор средств для графического и цифрового анализа данных;
- передача сообщений по электронной почте или цифровому интерфейсу;
- импорт-экспорт в другие системы (ASCII, DGN, WMF, Excel);
- поддержка больших баз данных с интерфейсом (SQL-Server);
- архивация данных.

К особенностям системы GeoMoS следует отнести:

- возможность задания интервалов измерений для групп точек (критические зоны, контрольные точки, и т.д.);
- расчет и построение профиля по заданному пользователем направлению;
- контроль по допускам/предельным значениям;

- полная информация по любому изменению параметров системы;
- подтверждение движений при помощи других датчиков (например, GPS);
- открытая база данных SQL;
- максимальная надежность и точность оборудования Leica (TPS и GPS).

7.4 Создание системы геомониторинга прибортовых массивов на карьерах

Разработка Сарбайского и Соколовского железорудных месторождений АО «ССГПО» по масштабу воздействия на окружающую среду, и в первую очередь на напряженно-деформированное состояние горных пород, относится к разряду крупных техногенных воздействий, способных вызвать серьезные аварии и катастрофические явления, такие как крупные оползни на отвалах, локальные и масштабные обрушения в карьерах, горные удары вплоть до техногенных землетрясений, вызванных нарушением равновесия в земной коре на обрабатываемых участках.

Масштабы влияния карьеров, их отвалов, хвостохранилища, подземной добычи таковы, что их воздействие накладывает друг на друга, создавая сложные закономерности формирования вторичного поля напряжений. Один из аспектов этого явления – изостатические вертикальные перемещения. Поэтому сложившиеся в данном районе масштабы производства требуют углубленного изучения и контроля за происходящими процессами во избежание неконтролируемых катастрофических проявлений геомеханических процессов. В таких условиях эффективная и безопасная отработка крупнейших карьеров АО «ССГПО» Сарбайского, Соколовского и Качарского возможна только при организации геомониторинга состояния прибортовых и отвальных массивов карьеров, заключающегося: в периодических (систематических) наблюдениях за пространственно-временными геомеханическими процессами, возникающими в массиве горных пород в результате его отработки; в математической обработке результатов наблюдений; содержательном анализе и прогнозе состояния устойчивости карьерных откосов, разработке рекомендаций по оперативному изменению параметров бортов карьера и технологических схем отвалообразования.

В 2008 году на основе геомеханического исследования прибортовых и отвальных массивов Сарбайского, Соколовского и Качарского карьеров разработаны проекты наблюдательных станций за состоянием устойчивости их бортов карьеров и отвалов, а в 2013 году заложены наблюдательные станции на карьере «Куржункольский».

В проектах рассмотрены вопросы создания системы геомониторинга на основе инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдений за смещениями и деформациями массивов по заложенным реперам профильных линий наблюдательных станций с использованием электронного тахеометра и GPS приемников спутниковой системы позиционирования.

Произведен выбор участков закладки реперов наблюдательных станций на основе анализа геомеханической обстановки на карьерах. Определена конструкция и длина профильных линий. Разработана конструкция наблюдательных и контрольных пунктов, опорных и рабочих реперов профильных линий.

Общее количество профильных линий системы геомониторинга карьеров АО «ССГПО» – 41, в том числе по карьерам: Сарбайский – 10 профилей, Соколовский – 15 профилей, Качарский – 16 профилей. Общее количество реперов – 1728 шт., из них опорных реперов – 50 шт., в том числе по карьерам: Сарбайский – 575 реперов, из них опорных – 14, Соколовский – 397, из них опорных – 16, Качарский – 756 реперов, из них опорных – 20.

В августе-сентябре 2009 года для начала производства инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдений, предприятиями АО «ССГПО» обеспечена закладка 1/3 объема от общего количества профильных линий в рыхлых отложениях и на ответственных (опасных по состоянию устойчивости) направлениях в скальных породах (рисунок 7.37).

Перенос проекта наблюдательных станций в натуру выполнен путем построения на местности разбивочных углов и длин. Вынос реперов профильных линий произведен инструментально с помощью электронного тахеометра Leica TCR 1201.

В октябре – ноябре 2009 года по заложенным реперам профильных линий наблюдательных станций сотрудниками кафедры маркшейдерского дела и геодезии КарГТУ при непосредственном участии специалистов АО «ССГПО» выполнена первая серия инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдений за состоянием устойчивости бортов карьеров и отвалов с использованием роботизированного электронного тахеометра TSA 1202 (Leica Geosystems, Швейцария). Применение данного электронного тахеометра позволило автоматизировать процесс измерений и исключить погрешность наведения электронного геодезического прибора на отражательные призмы (рисунок 7.38).

Наблюдения за состоянием прибортовых и отвальных массивов необходимо проводить не реже 2-х раз в год соответственно требованиям [58]. В период между сериями инструментальных измерений должны производиться систематические натурные, визуальные наблюдения за

состоянием прибортовых и отвальных массивов геомеханической службой предприятия АО «ССГПО».



Рисунок 7.37 – Деформации западного борта Соколовского карьера



Рисунок 7.38 – Инструментальный контроль западного борта Соколовского карьера

Для систематического контроля за состоянием устойчивости откосов уступов карьеров и отвалов, для предотвращения обрушений, вызывающих остановку горного производства и различные аварийные ситуации, предлагается создание автоматизированного мониторинга локальных участков профильных линий, расположенных в самых опасных и ответственных местах.

Систематический мониторинг позволяет:

- в постоянном режиме получать оперативную информацию о процессах происходящих в массивах горных пород;
- посылать сигналы об увеличении деформаций во все основные службы предприятия;
- оперативно разрабатывать мероприятия по предотвращению оползневых явлений и аварийных ситуаций;
- определять частоту проведения инструментальных маркшейдерских наблюдений по данным смещений реперов профильных линий.

Создание системы геомониторинга за состоянием устойчивости прибортовых и отвальных массивов Сарбайского, Соколовского и Качарского карьеров позволяет повысить эффективность разработки железорудных месторождений открытым способом, обеспечить безопасные условия труда и бесперебойный режим работы горнодобывающих предприятий АО «ССГПО».

К объектам Жайремского ГОКа относятся месторождения Ушкатын-III, Жайрем, Жомарт, которые отрабатываются карьерами: Ушкатын-III, Западный, Дальнезападный карьер №1, Дальнезападный карьер №2 и Жомарт.

Анализ горно-геологических условий разработки месторождений Жайремского ГОКа, современного состояния и перспективы развития горных работ позволил сделать следующие заключения.

Во-первых, следует отметить сложные инженерно-геологические условия месторождений, которые определяются наличием в геолого-литологическом разрезе рыхлых кайнозойских отложений, коры выветривания, коренных и скальных пород. Эти толщи характеризуются разными, значительно отличающимися друг от друга, физическими и прочностными свойствами.

Наибольшую опасность с точки зрения устойчивости откосов представляют рыхлые отложения коры выветривания, характеризующиеся большой мощностью (до 200-330 м), крайней неоднородностью физических и прочностных свойств, повышенной обводненностью, склонностью к набуханию глинистых пород, плавучестью обводненных участков и наличием зон тектонических разломов.

Во-вторых, следует отметить многочисленные случаи фактического проявления деформаций откосов уступов.

В-третьих, прочностные характеристики горных пород, полученные по данным детальной разведки месторождения Жайрем, из-за реологических процессов и процессов выветривания в настоящее время представляются завышенными, не соответствующими действительным.

В данных условиях обязательным мероприятием для обеспечения устойчивости карьерных откосов является геомониторинг, который включает выполнение маркшейдерских и инженерно-геологических наблюдений за состоянием бортов карьеров и отвалов, оценку и прогноз геомеханических процессов и, при необходимости, разработку рекомендаций по оперативному изменению параметров бортов карьеров.

Выбор и обоснование участков закладки наблюдательных станций за состоянием устойчивости бортов карьеров производился на основании анализа горно-геологических условий разработки месторождений, современного состояния и перспектив развития горных работ, а также состояния устойчивости карьерных откосов. На основании такого анализа на карьерах Жайремского ГОКа в 2002 году заложено девять наблюдательных станций. Так, например, барит-свинцовая часть карьера «Ушкатын-III» (рисунок 8.39) в настоящее время находится в состоянии временной консервации. Специальные заоткосные мероприятия борта карьера не проводились, поэтому для установления их целесообразности здесь заложена наблюдательная станция I (рисунок 7.40).

Инструментальный контроль за состоянием бортов карьеров производится периодически 2 раза в год и заключается в следующем:

а) привязка опорных реперов профильных линий к пунктам опорной сети и определение их координат (X, Y, Z) в единой системе;

б) производство начальных наблюдений для определения исходного положения реперов наблюдательных станций в горизонтальной и вертикальной плоскостях;

в) производство систематических наблюдений за положением реперов для определения их сдвижения и деформаций профильных линий.



Рисунок 7.39 – Восточный борт карьера «Ушкатын -III»

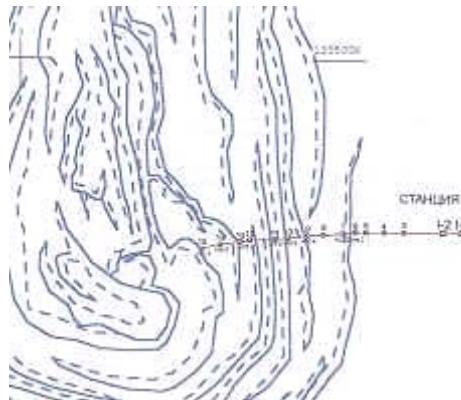


Рисунок 7.40 – План наблюдательной станции I

Привязка опорных реперов профильных линий к пунктам опорной сети и определение их координат (X, Y, Z) в единой системе координат выполнена автоматически с помощью электронного тахеометра. При этом тахеометр устанавливался на ближайший пункт опорной сети, ориентировался на 1-2 других пункта сети и определялся примычный угол на определяемое направление.

Производство инструментальных наблюдений за положением реперов профильных линий производилось также электронным тахеометром, с помощью которого были определены координаты исходного положения реперов профильных линий и координаты тех же реперов при последующих наблюдениях.

Для повышения точности измерений отражатели закреплялись на жестких отвесах, которые устанавливаются и центрируются над реперами.

По разнице координат реперов ΔX , ΔY , ΔZ относительно их исходного положения можно судить о состоянии (сдвижении) приборного массива.

Все измерения электронным тахеометром, для повышения точности и исключения грубых ошибок, выполнены несколькими приемами (от 3 до 6). Прием измерения включает одно наведение на отражатель, при котором производится несколько измерений. За окончательный результат принимается среднее значение измерений, при этом разница между отдельными отсчетами не должна превышать ± 2 мм.

Для введения поправок на каждой стоянке измерялись высота установки тахеометра и отражателя, а также атмосферное давление и

температура с точностью до $\pm 1^{\circ}\text{C}$. Ошибка измерения высоты инструмента и сигнала (марки) не должна превышать $\pm 1\text{ мм}$.

Для исключения погрешностей центрирования и визирования использована методика наблюдений с привязкой станции к ориентирным направлениям, после чего в результаты наблюдений введены поправки за редуцирование.

Применение электронного тахеометра в инструментальных наблюдениях за состоянием устойчивости прибортовых массивов значительно сокращает время на производство полевых работ, а формирование базы данных измерений в электронном виде существенно упрощает камеральную обработку результатов измерений.

Анализ результатов геомониторинга состояния прибортовых массивов карьеров Жайремского ГОКа, проводимого на девяти наблюдательных станциях в течение четырех лет (2002-2005 гг.) показал, что отклонения координат рабочих реперов станций от их начального положения находятся в пределах точности измерений. Деформации отдельных уступов на карьерах имеют широкое распространение, тогда как деформации бортов в целом не установлены.

Отсутствие опасных деформаций в барит-свинцовой части карьера «Ушкатын-III» (наблюдательная станция I), находящейся в настоящее время в состоянии временной консервации, подтверждает нецелесообразность проведения на данном участке дорогостоящих заоткосных мероприятий, предусмотренных рабочим проектом.

Согласно «Проекта временной консервации барит-полиметаллической части месторождения Ушкатын-III», выполненного ОАО «Карагандагипрошахт и К» (Караганда, 2001 г.), объем работ по заоткоске и приведению уступов борта в устойчивое положение составляет 430,79 тыс. м³. Предполагаемый период консервации 10 лет.

Экономический эффект от организации в течение 10 лет геомониторинга состояния прибортовых массивов карьера «Ушкатын-III» на данном участке составит не менее 58 млн. тенге (в ценах 2001 г.) с учетом затрат на научно-исследовательские работы.

Таким образом, проведение геомониторинга состояния карьерных откосов позволяет производить контроль правильности ранее принятых проектных решений по постановке откосов уступов и бортов карьеров в стационарное положение. Кроме того, по результатам мониторинга в комплексе с инженерно-геологическими и гидрогеологическими исследованиями в процессе эксплуатации месторождений, возможно установить характер деформаций прибортового массива и спрогнозировать их развитие во времени и пространстве, что, в свою очередь, позволит наметить мероприятия по устранению их причин.

7.4.1 Применение ГНСС при наблюдении за сдвижением юго-восточного борта карьера «Центральный» Варваринского месторождения

Согласно протоколу заседания Совета Управления по государственному контролю над чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Департамента по ЧС Костанайской области МЧС РК № 12 «А» от 25 февраля 2009 года по пункту 8.7, необходимо обеспечить инструментальный контроль над устойчивостью бортов карьера. По результатам НИР «Обоснование рациональных параметров откосов уступов и бортов карьера «Центральный» на основе геомеханических исследований», выполненной специалистами КарГТУ и прошедшей экспертизу в филиале РГП НИИЦ «По проблемам промышленной безопасности» МЧС РК, рекомендованы местонахождение и сроки закладки трех наблюдательных станций по инструментальному контролю над устойчивостью бортов карьера.

На юго-восточном борту карьера в августе 2009 г. были заложены три наблюдательные станции (рисунок 7.41).



Рисунок 7.41 – Наблюдательные станции на карьере «Центральный», Варваринское месторождение

Согласно календарному плану работы была выполнена закладка наблюдательных станций. Опорные репера представляют собой металлический прут диаметром 15 мм, длиной более 1 м.



Рисунок 7.42 – Базовая станция на месторождении «Варваринское»

Наблюдение проводилось в три серии наблюдений: в августе, сентябре и декабре 2009 г. Наблюдение по профильным линиям ведется с помощью системы ГЛОНАСС/GPS двухчастотным приемником фирмы Leica 1230, базовая станция Leica GX 1230 GG установлена на отвале медной руды с отметкой 210,758 метра. Данное программное обеспечение управляет передачей стандартных RTK поправок по каналам радиосвязи и передает поправки маркшейдеру.

За счет использования сети ГЛОНАСС/GPS базовых станций полевые бригады могут быть сокращены до одного человека, что приводит к увеличению подвижных бригад в 2-3 раза, снижению времени выполнения работ и трудозатрат. Масштабируемая сеть позволяет легко включать в свой состав новые базовые станции по мере роста карьеров. Данное программное обеспечение управляет передачей стандартных поправок по каналам радио или сотовой связи полевым бригадам в режиме «кинематика». Основное преимущество проведения съёмки ситуации и рельефа с применением спутниковой технологии на карьере «Центральный» заключается в том, что при её осуществлении отпадает необходимость создания геодезических сетей, создания съёмочного обоснования и его сгущения.

Наблюдения по профильным линиям юго-восточного борта карьера «Центральный» производились приемниками Leica GX 1230 GG в режиме «кинематика», на каждой точке стояния измерение длилось 60 секунд. При выполнении спутниковых определений необходимо наблюдать спутники, возвышение которых над горизонтом составляет не менее 15° , так как в противном случае полученные данные будут значительно искажаться влиянием атмосферной рефракции.

При наблюдении в режиме кинематика измерение проводилось при наличии сигнала не менее чем с 5 спутников. Состав спутников в продолжение приёма немного менялся. Наблюдение проводилось с помощью жестких штативов и вешек (рисунок 7.43).



Рисунок 7.43 – Наблюдение за сдвижением карьерных откосов с помощью GPS

Созданная система мониторинга прибортового массива позволяет сделать оценку его устойчивости (таблица 7.6).

Таблица 7.6 – Результаты наблюдений на карьере «Центральный» Варваринского месторождения

	1-й цикл 26 августа 2009 года			d,м	$\Delta h,м$	2-й цикл 24 сентября 2009 года			d,м	$\Delta h,м$
	X,м	Y,м	Z,м			X,м	Y,м	Z,м		
	створ 1					створ 1				
RP 1	3362, 345	28430, 446	205, 043			3362, 307	28430, 451	205, 069		
RP 2	3340, 928	28450, 243	204, 99	29, 165	-0, 053	3340, 926	28450, 241	205, 001	29, 133	-0, 068
1	3309, 382	28479, 406	204, 59	42, 961	-0, 400	3309, 380	28479, 408	204, 587	42, 963	-0, 414

Окончание таблицы 7.6

		3-й цикл 4 декабря 2009 года						
		створ 1						
Разность между I и II сериями		X,м	Y,м	Z,м	d,м	Δh,м	Разность между II и III сериями	
		3362,204	28430,523	205,107				
0,032	0,015	3340,858	28450,26	29,072	-0,090	0,061	0,022	29,072
-0,002	0,014	3309,343	28479,434	204,606	42,946	-0,411	0,018	-0,003

В результате анализа полученных результатов наблюдений видно, что отметки реперов по профильным линиям на верхнем горизонте изменились на 10÷40 мм в сторону увеличения, на горизонте +186, +197 м на 10÷30 мм в сторону уменьшения. Часть реперов уничтожен а из-за локальных обрушений и ведения запланированных горных работ.

7.4.2 Проект автоматической наблюдательной станции на карьере «Ушкатын–III»

Для условий карьера «Ушкатын III» разработан проект автоматической наблюдательной станции, представленный на рисунке 7.44.

Автоматическая наблюдательная станция включает в себя опорный пункт, на который устанавливается высокоточный электронный тахеометр, и рабочие репера с установленными на них отражателями.

Рабочие репера устанавливаются на наиболее опасных, с точки зрения устойчивости, бортах карьера. Расстояние между опорным пунктом и рабочим репером должно быть наименьшим, не более 500-600 м, для достижения требуемой точности выполнения измерений (до ± 10 мм).

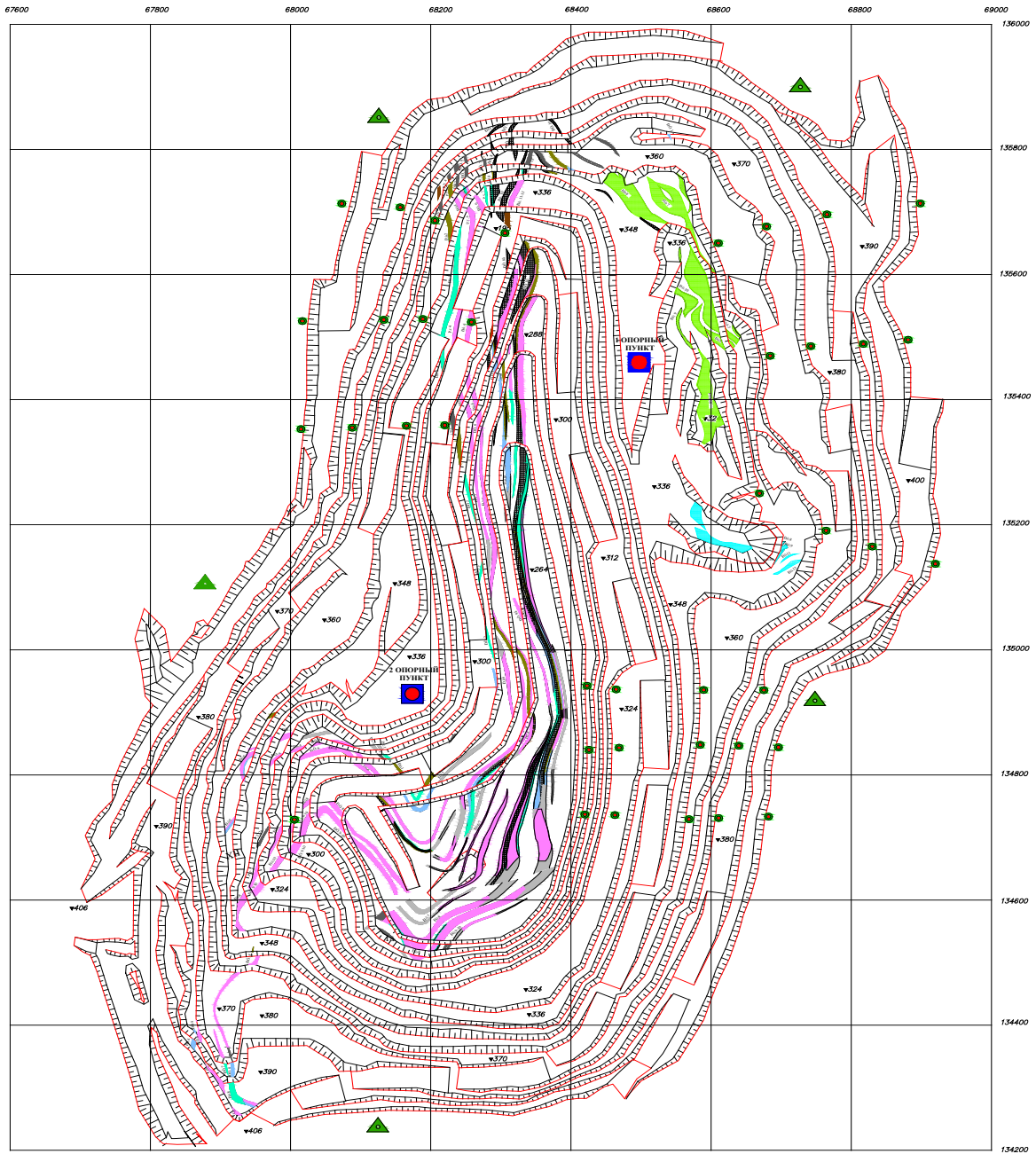
На карьере «Ушкатын–III» для автоматических наблюдений целесообразно установить две наблюдательные станции.

Опорный пункт первой наблюдательной станции располагается в северной части карьера на отметке 348 м с рабочими реперами, расположенными на восточном и западном склоне борта.

Опорный пункт второй наблюдательной станции располагается в южной части карьера на отметке 336 м с рабочими реперами только на западном склоне борта.

Данная программа наблюдений позволит дать качественную и полную оценку состояния устойчивости бортов карьера «Ушкатын–III» и своевременно наметить мероприятия по устранению причин развития деформаций.

ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ
КАРЬЕРА УШКАТЫН-III



Условные обозначения




-  - опорный пункт для установки электронного тахеометра
-  - пункты триангуляции
-  - рабочие репера с установленными отражателями

Рисунок 7.44 – Проект автоматической наблюдательной станции на карьере Ушкатын-III

8 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ЗАОТКОСКИ ОТКОСОВ УСТУПОВ НА КАРЬЕРАХ*

Для обеспечения сохранности законтурного массива необходимо применение специальных технологических схем заоткоски уступов. Это является одним из главных мероприятий по предупреждению деформирования откосов уступов и бортов карьеров.

Общеизвестно, что наиболее эффективным способом заоткоски уступов на проектном контуре является предварительное щелеобразование или так называемый метод предварительного откола массива. При этом методе создается свободная поверхность в теле массива, которая служит экраном для волн при производстве массовых взрывов. В связи с этим для повышения устойчивости уступов представляет интерес исследование образования зоны экранирования от параметров буровзрывных работ.

8.1 Исследование и совершенствование заоткоски откосов уступов на предельном контуре

В настоящее время по вопросу разрушения горных пород взрывом бризантного ВВ существует несколько принципиально различных теорий. Согласно одной – основным разрушающим фактором является волна напряжений.

Параметры напряженного состояния горного массива в значительной степени зависят от импульса давления в зарядной камере, который определяется типом ВВ, скоростью детонации. Максимальное давление, возникающее в зарядной камере, равно давлению детонации и определяется по следующему выражению [60]:

$$P = \rho_{ВВ} * \omega * V_H, \quad (8.1)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность заряда ВВ;

ω – скорость детонации;

V_H – начальная скорость смещения.

Для детонации ВВ

$$V_H = \frac{\omega}{k+1}, \quad (8.2)$$

* раздел написан доц., к.т.н. Романовым В.И.

где k – показатель изотропных расширений продуктов детонации, так как для обычных бризантных ВВ $k=3$, то давление, возникающее в зарядной камере, можно записать в следующем виде:

$$P = \frac{1}{4} \rho_{ВВ} * \omega^2, \quad (8.3)$$

При взрыве заряда ВВ на контакте заряд-порода возникает начальное давление, которое равно половине давления детонации

$$P_H = \frac{1}{8} * \rho_{ВВ} * \omega^2 \approx 1 * 10^5; \text{Па.} \quad (8.4)$$

Данное давление превышает прочностные характеристики среды и распространяет в ней волны напряжений, которые способствуют ее разрушению.

При изучении разрушения горного массива взрывом в работах [61, 62, 63] показано, что между напряжениями, возникающими вокруг зарядов при взрыве и разрушениями, существует однозначная связь. Для изучения разрушения горных пород взрывом необходимо знать их напряженное состояние.

Как известно, разрушение горного массива всегда осуществляется не одним, а групповым взрыванием зарядов, которые значительно повышают интенсивность дробления горных пород.

С целью определения оптимальных параметров экранирующей щели был сделан теоретический расчет напряжений, возникающих в массиве при взрыве скважинных зарядов. При расчёте выполнены следующие допущения: массив является упругим, однородным и изотропным, энергия взрыва мгновенно передаётся окружающей породе, в результате чего в массиве мгновенно возникает поле напряжений, величина которых в направлении оси заряда не меняется. Данное обстоятельство позволяет ограничиться исследованием плоской задачи.

Рассмотрим напряженное состояние безграничного массива при взрыве двух зарядов и выделим между зарядами некоторую точку К, которая находится в плоско - напряженном состоянии с координатами в полярной системе (рисунок 8.1)

Напряженное состояние в точке К от действия 1-го и 2-го зарядов характеризуется следующей структурой разрушения: в радиальных направлениях относительно заряда порода сжата напряжениями сжатия σ_{r_1} и σ_{r_2} , в тангенсальных растянута напряжениями растяжения σ_{θ_1} и σ_{θ_2} .

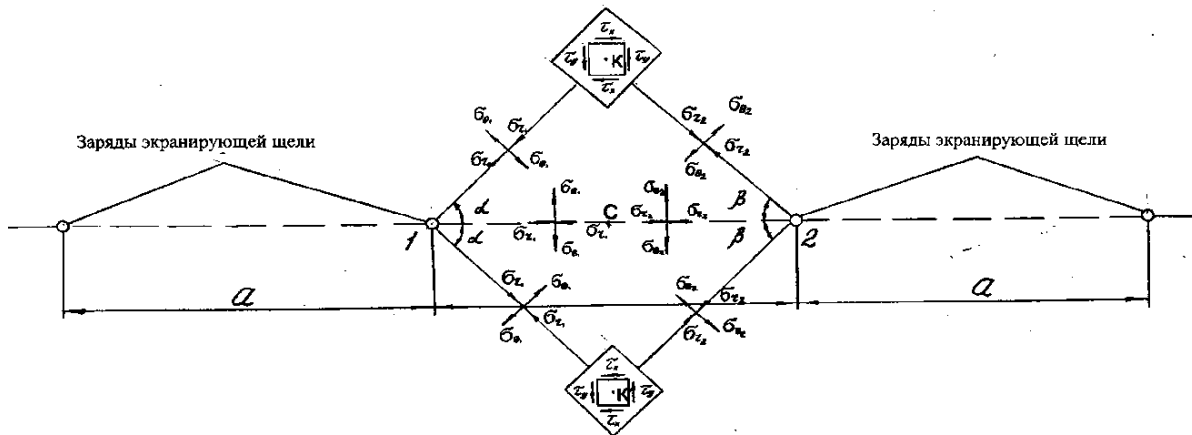


Рисунок 8.1 – Схема взаимодействия зарядов при создании экранирующей щели

В некоторой точке с на линии зарядов при наложении полей напряжения действуют удвоенные растягивающие напряжения по сравнению со взрывом единичного заряда. В декартовых координатах при совместном действии двух зарядов напряженное состояние в точке К определяется напряжениями $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$

$$\sigma_x = \sigma_{\theta_1} * \sin^2 \alpha + \sigma_{\theta_2} * \sin^2 \beta + \sigma_{r_1} * \cos^2 \alpha + \sigma_{r_2} * \cos^2 \beta,$$

$$\sigma_x = \sigma_{\theta_1} * \cos^2 \alpha + \sigma_{\theta_2} * \cos^2 \beta + \sigma_{r_1} * \sin^2 \alpha + \sigma_{r_2} * \sin^2 \beta, \quad (8.5)$$

$$\tau_{xy} = \frac{\sigma_{\theta_1} - \sigma_{r_1}}{2} * \sin 2\alpha + \frac{\sigma_{\theta_2} - \sigma_{r_2}}{2} * \sin 2\beta,$$

Напряженное состояние в безграничной плоскости вокруг кругового отверстия можно представить напряжениями в системе полярных координат, которые определяются по выражению [64]:

$$\sigma_r = -P * \frac{R}{r^2}; \quad \sigma_\theta = P * \frac{R}{r^2}, \quad (8.6)$$

где σ_r и σ_θ – напряжения сжатия и растяжения в рассматриваемой точке;

P – давление на стенки отверстий;

R – радиус отверстия;

r – текущая полярная координата.

Определив компонент напряжений $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ для любой точки плоскости, подсчитываем по формулам теории упругости [65] значения главных нормальных напряжений и параметры напряжений растяжений для рассматриваемых точек в районе заоткосных скважин:

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} + \sqrt{\frac{(\sigma_x - \sigma_y)^2}{4} + \tau_{xy}^2}; \quad (8.7)$$

$$\sigma_2 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} - \sqrt{\frac{(\sigma_x - \sigma_y)^2}{4} + \tau_{xy}^2}.$$

Согласно поставленной задаче была составлена программа на ПЭВМ. Из расчета получены значения приведенных растягивающих напряжений [66]:

$$\sigma_p = \sigma_1 - \mu * \sigma_2, \quad (8.8)$$

где σ_1 и σ_2 – главные нормальные напряжения;
 μ – коэффициент Пуассона.

Исследование поля напряжений, при деформировании экранирующей щели, возникающей от взрыва двух скважинных зарядов, проводилось при диаметре скважин 0,250 м, 0,100 м с расстояниями между ними $a = 1-4$ м (рисунок 8.2).

При мгновенном взрыве зарядов в первоначальный период времени поля напряжений, возбужденные взрывом соседних зарядов, вступают во взаимодействие. В результате этого по линии скважин происходит суммирование напряжений. Возникшие в этой области большие растягивающие напряжения приводят к быстрому разрушению горного массива по линии зарядов.

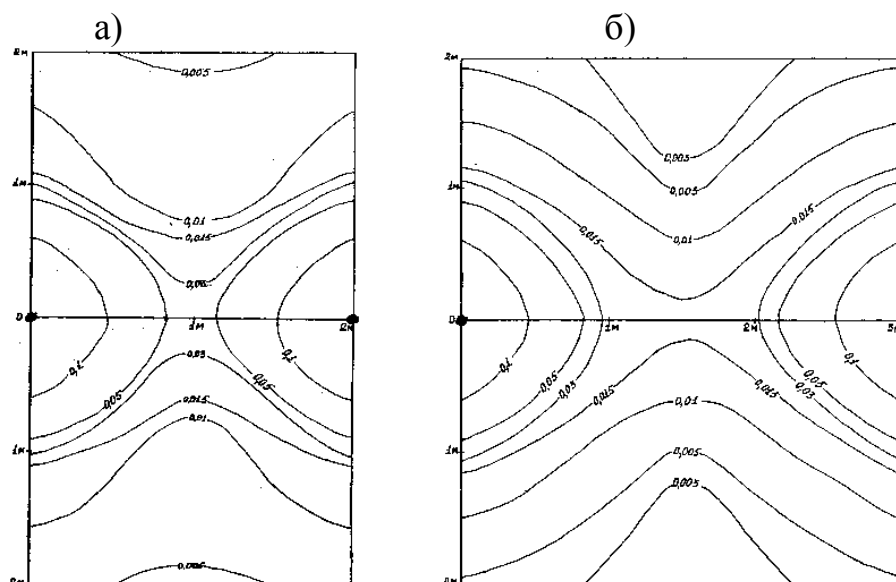


Рисунок 8.2 – Распределение приведенных растягивающих напряжений при формировании экранирующей щели с расстоянием между скважинами: а – 2 м; б – 3 м

Используя условие разрушения горных пород

$$\sigma_p^{\text{пр}} \geq \sigma_{i.\delta}^{i\delta}, \quad (8.9)$$

где $\sigma_p^{\text{пр}}$ – приведенное растягивающее напряжение от действия взрыва;

$\sigma_p^{\text{пр}}$ – приведенная прочность горных пород на растяжение.

По картинам распределения приведенных растягивающих напряжений определяем границы зоны разрушения горного массива – зоны образования экранирующей щели от параметров буровзрывных работ.

Различие распределений приведенных растягивающих напряжений в зависимости от расстояния между скважинами состоит в том, что с увеличением расстояния значения приведенных растягивающих напряжений в области между зарядами уменьшаются, и общий фронт поля напряжений становится круче. Это приводит к уменьшению ширины экранирующей щели.

Например, при прочности горных пород на растяжение $\sigma_p = 12$ МПа, определенной лабораторным способом, и величине давления в зарядной камере $P=600$ МПа, приведенная прочность горных пород на растяжение будет равна $\sigma_{п.р.}=0,02$, где граница зоны разрушения (зоны экранирования) горного массива от взрыва скважинных зарядов характеризуется напряжением.

На карьерах Саякского, Николаевского и других месторождений при формировании экранирующей щели наибольшее распространение получили скважины диаметром 0,250 м, а в стадии экспериментирования скважины диаметром 0,100 м (таблицы 8.1, 8.2).

Таблица 8.1 – Количество ВВ приходящееся на одну скважину $d = 0,250$ м и на 1 п.м. скважины, при образовании экранирующей щели в уступе высотой 30 м

№ п/п	Наименование пород	Прочность пород на растяжение σ , МПа	Расстояние между скважинами, м			
			1	2	3	4
			Количество ВВ на 1 скважину и на 1 п.м. скважины, Q кг			
1	2	3	4	5	6	7
1	Липоритовые порфиры	5,8	$\frac{18}{0,69}$	$\frac{32}{1,23}$	$\frac{50}{1,92}$	$\frac{70}{2,69}$
2	Туфы	6,4	$\frac{20}{0,77}$	$\frac{38}{1,46}$	$\frac{54}{2,08}$	$\frac{72}{2,77}$

Окончание таблицы 8.1

1	2	3	4	5	6	7
3	Алевролиты известняковые	7,8	<u>22</u> 0,85	<u>40</u> 1,54	<u>60</u> 2,30	<u>78</u> 3,00
4	Туфы в коре выветривания	9,6	<u>24</u> 0,92	<u>44</u> 1,69	<u>62</u> 2,38	<u>83</u> 3,19
5	Липарит порфиры	11,8	<u>25</u> 0,96	<u>50</u> 1,92	<u>82</u> 3,15	<u>94</u> 3,62
6	Алевролиты кремнистые	12,1	<u>27</u> 1,04	<u>52</u> 2,00	<u>86</u> 3,31	<u>96</u> 3,69
7	Андезит бальзатовые порфиты	12,9	<u>29</u> 1,11	<u>54</u> 2,08	<u>92</u> 3,54	<u>105</u> 4,04
8	Диабазовые порфиры	14,3	<u>32</u> 1,23	<u>56</u> 2,15	<u>98</u> 3,77	<u>110</u> 4,23
9	Туфы	16,3	<u>34</u> 1,31	<u>63</u> 2,42	<u>102</u> 3,92	<u>114</u> 4,38

Для качественной заоткоски при создании экранирующей щели величиной 0,5-0,7м по оси симметрии между скважинами и высоте уступа 30м, необходимо следующее количество ВВ.

Специальные заоткосные работы по постановке уступов на предельный контур под проектными углами требуют определенных затрат, но это многократно окупается сокращением объема вскрышных работ, а кроме того, качественным оформлением откосов, что обеспечивает безопасное ведение работ на нижних горизонтах [1, 4].

Таблица 8.2 – Количество ВВ, приходящееся на одну скважину $d = 0,100$ м и на 1 п.м. скважины, при образовании экранирующей щели в уступе высотой 30 м

№ п/п	Наименование пород	Прочность пород на растяжение σ , МПа	Расстояние между скважинами, м		
			1	2	3
			Количество ВВ на 1 скважину и на 1 п.м. скважины, Q кг		
1	2	3	4	5	6
1	Липаритовые порфиры	5,8	10 / 0,38	16 / 0,62	32 / 1,23
2	Туфы	6,4	16 / 0,38	18 / 0,60	36 / 1,38
3	Алевролиты известняковые	7,8	10 / 0,38	22 / 0,85	44 / 1,69
4	Туфы в коре выветривания	9,6	10 / 0,38	27 / 1,04	54 / 2,08
5	Липарит порфиры	11,8	11 / 0,42	32 / 1,92	69 / 2,65

Окончание таблицы 8.2

1	2	3	4	5	6
6	Алевролиты кремнистые	12,1	11 / 0,42	34 / 1,31	70 / 2,69
7	Андезит бальзатовые порфиты	12,9	12 / 0,46	36 / 1,38	73 / 2,81
8	Диабазовые порфиры	14,3	13 / 0,50	40 / 1,54	80 / 3,08
9	Туфы	16,3	14 / 0,54	47 / 1,81	82 / 3,15

В расчетах расхода ВВ надо учитывать коэффициент трещиноватости горных пород. Введение в расчеты этого коэффициента дает возможность уменьшить деформации в законтурном массиве, возникающие при взрыве.

В таблице 9.3 приводится усредненная классификация горных пород по степени их трещиноватости применительно к условиям Саякского, Николаевского и других карьеров с аналогичными условиями по определению величины заряда ВВ в скважинах при постановке уступов на проектный контур.

Таблица 8.3 – Классификация горных пород по степени их трещиноватости

№ п/п	Классификация пород по степени трещиноватости	Средняя длина ребра структурного блока ℓ , м	Коэффициент трещиноватости $K_{тр}$
1	Монолитные	2,0	1,0
2	Слабо трещиноватые	0,7 – 2,0	1,01 – 1,05
3	Трещиноватые	0,3 – 0,7	1,06 – 1,15
4	Сильно трещиноватые	0,1 – 0,3	1,16 – 1,4
5	Раздробленные до щебня	< 0,1	> 1,4

Трещиноватые породы имеют прочностные характеристики значительно меньше, чем в монолите, поэтому удерживающие силы при взрывании одного и того же объема горных пород будут не равны.

Для взрыва трещиноватого массива требуется меньшее количество ВВ по сравнению с монолитом, поэтому в расчеты величин зарядов следует ввести коэффициент за счет структурного ослабления горного массива

$$Q_{тр} = \frac{Q}{K_{тр}}, \quad (8.10)$$

где $Q_{тр}$ – количество ВВ для трещиноватого массива, кг;

Q – количество ВВ для монолита, кг;

$K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости.

Учет трещиноватости горного массива при производстве взрывных работ позволяет снизить расход ВВ на 10 – 20% без ухудшения качества взрыва.

Малые значения расхода величин ВВ влияют на выход негабарита, а при увеличении их страдает качество заоткоски и устойчивость стационарных уступов и бортов карьеров, что является более важным, чем негабариты.

Правильный выбор параметров буровзрывных работ обеспечивает как экономическую целесообразность открытого способа, бесперебойное ведение вскрышных и очистных работ, так и безопасность труда на карьере.

В скальном и полускальном трещиноватом массиве постановка уступов и бортов карьеров в стационарное положение производится с помощью буровзрывных работ. Для обеспечения длительной устойчивости карьерных откосов с рекомендуемыми параметрами необходима специальная технология ведения этих работ. В настоящее время используется большое количество технологических схем исходя из конкретных горно-геологических условий карьеров (таблица 8.4).

Все технологические схемы заоткоски можно разделить на две группы:

- сдваивание подступов;
- раздельная заоткоска подступов.

Наиболее эффективным способом повышения устойчивости стационарных уступов является контурное взрывание зарядов. Возможны два способа взрывания зарядов контурного ряда:

- а) до взрывания основных зарядов дробления в приконтурной ленте (метод предварительного щелеобразования);
- б) после отбойки приконтурной ленты (гладкое взрывание).

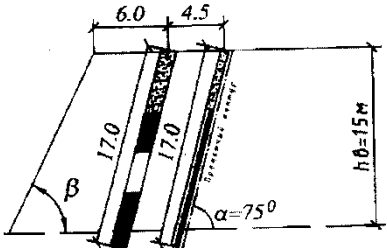
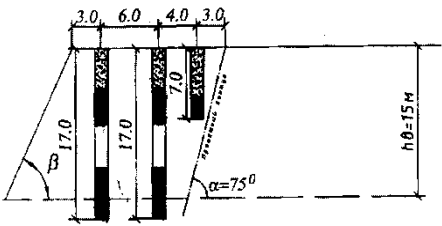
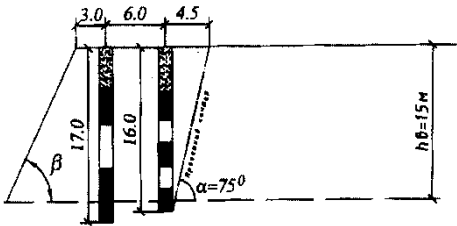
Метод предварительного щелеобразования является наиболее эффективным способом заоткоски уступа. Контурные заряды при этом способе взрываются в ненарушенном массиве, пока горные работы находятся от своего предельного положения на расстоянии не менее 40-50 м.

Заряды для контурного взрывания могут приготавливаться в виде гирлянд из патронов ВВ диаметром 30-90 мм, привязанных к прочной верёвке. Вдоль гирлянды прокладывают две нитки ДШ. После взрыва контурных зарядов в массиве образуется узкая щель, которая значительно ослабляет взрывную нагрузку от основных зарядов дробления, устраняет образование закалов и практически полностью исключает деформацию массива. Вдоль контурных зарядов образуется ровная устойчивая стенка откоса с видимыми следами скважин.

Таблица 8.4 – Варианты технологических схем заоткоски уступов на карьерах

№ п/п	Схемы заоткоски	Название схем	Номер рисунка схемы
1	2	3	4
1		Технологическая схема создания предварительной щели 30 м уступа	Рисунок 8.3
2		Технологическая схема совмещенного сдваивания 15м подступов с одновременным взрыванием верхнего	Рисунок 8.4
3		Технологическая схема заоткоски верхних 15 м подступов	Рисунок 8.5
4		Технологическая схема заоткоски верхних 15 м подступов	Рисунок 8.6
5		Технологическая схема заоткоски верхних 15 м подступов	Рисунок 8.7

Окончание таблицы 8.4

1	2	3	4
6		Технологическая схема заоткоски верхних 15 м подступов	Рисунок 8.8
7		Технологическая схема заоткоски нижнего подступа 30 метрового уступа при сдваивании под один откос	Рисунок 8.9
8		Технологическая схема заоткоски нижнего подступа 30 метрового уступа при сдваивании под один откос	Рисунок 8.10

Заоткоска уступов на проектном контуре способом предварительного щелеобразования может вестись отдельно по уступам, или сдваивая-страивая их в один откос. Наиболее эффективным является создание предварительной щели сразу на несколько уступов скважинами диаметром 0,250 м (рисунок 8.3). Для проработывания нижней части заоткашиваемого уступа на дно заоткосных скважин отсыпается рассыпное ВВ 20-40 кг. Однако необходимо отметить, что даже качественно созданная предварительная щель не сохранит законтурный массив, если удельный расход ВВ при взрывании последней заходки не будет превышать 0,4–0,6 кг/м³. Опыт показывает, что все усилия, затрачиваемые на создание предварительной щели, пропадают даром, если удельный расход ВВ чрезмерно завышен. В этом случае массив интенсивно разбивается, а на предохранительной берме прослеживаются заколы. Естественно, что такой уступ со временем потеряет всю устойчивость и будет разрушаться.

В том случае, когда близость фронта взрывных работ к проектному контуру на верхнем подступе не позволяет создать предварительную щель, заоткоску необходимо производить наклонными однорядными или двухрядными скважинами. Но эти наклонные скважины бурят на всю

высоту сдвоенного 30-метрового уступа и служат для нижнего подступа для создания предварительной щели (рисунок 8.4 в таблице 8.4).

Контурные заряды при гладком взрывании отделяют с поверхности откоса уступа наиболее разрушенный слой и формируют более устойчивую поверхность. Удовлетворительные результаты достигаются при расстоянии между скважинами контурного ряда 2-3 метра. Добиваться высокой чистоты поверхности, при данном способе заоткоски путем сближения скважин контурного ряда в условиях открытых горных работ, не имеет смысла. Трещины и деформация, существующие за контурным рядом от взрыва основанных зарядов дробления не могут быть уменьшены путем изменения параметров контурных зарядов.

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

Данный способ контурного взрывания менее эффективен в отношении повышения устойчивости уступов по сравнению с методом предварительного щелеобразования. Он может быть рекомендован лишь в тех случаях, когда применение метода предварительного щелеобразования невозможно по каким-либо причинам. Предлагаемые технологические схемы заоткоски уступов на рудниках приведены на (рисунках 8.5 – 8.10 в таблице 8.4).

Заоткоска уступов с помощью контурного взрывания позволяет на 5-10° и более увеличить их угол откоса по сравнению с углами откосов, получаемых при обычной технологии буровзрывных работ, а также обеспечивает длительную устойчивость уступов.

8.2 Изучение характера разрушения массива на плоских моделях

Взрыв в горном массиве - явление сложнее. Оно характеризуется многообразием протекающих процессов. Сложность и малая изученность этих процессов и явлений затрудняет создание единой теории действия взрыва, необходимой для расчета параметров буровзрывных работ. На практике для получения этих параметров необходимо проведение дорогостоящих и трудоемких экспериментов.

В этих условиях наиболее эффективным является моделирование. Оно способствует удешевлению и сокращению времени на проведение экспериментов. При этом также происходит полное изучение различных явлений, протекающих при взрыве.

Моделирование является необходимой частью всякого исследования, но не заменяет ни теоретические исследования, ни другие виды

эксперимента и служит методом перехода от лабораторного опыта к натурным испытаниям.

Отбойка крепких горных пород на карьерах производится скважинными зарядами. Важным вопросом с практической точки зрения является изучение степени разрушения массива в зоне взрыва. К одним из перспективных методов оценки разрушения горных пород следует отнести лабораторные эксперименты на физических моделях, дающие возможность выявить характер разрушения и степень дробления, а также закономерность их изменения в зависимости от параметров расположения зарядов. Под степенью разрушения массива подразумевается изменение трещиноватости (количество и густота трещин) на естественных или искусственных обнажениях.

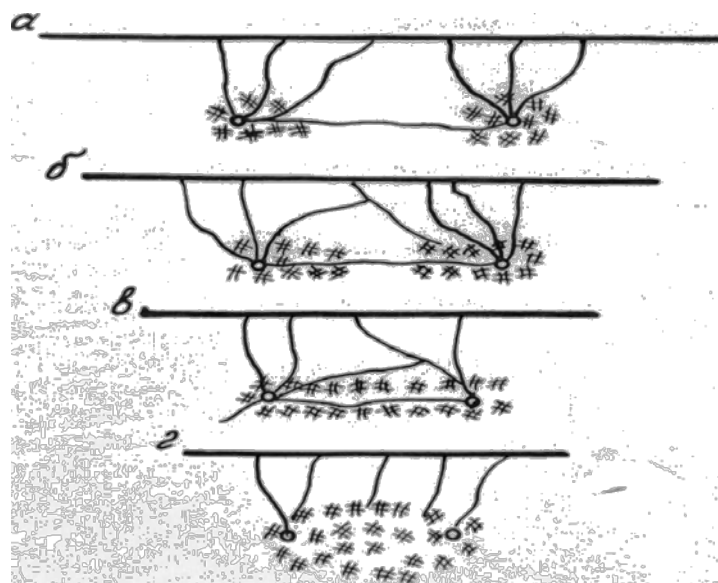
Изучение характера разрушения при взрыве в приконтурной зоне уступа производилось на плоских моделях из органического стекла. В моделях размерами 300 x 300 x 5 мм располагалось по два заряда в ряду с расстоянием между ними 50, 60, 70, 80 мм (при масштабе моделирования 1:100). Детонация осуществлялась проволокой, накаливаемой электрическим током. Для каждого взрыва проводилось 3-4 серии в зависимости от сходимости результатов разрушения. Взорванные пластинки фотографировались. С фотографий или моделей копировались образовавшиеся трещины на кальку. Изменение характера разрушения моделей (ориентировка и густота трещин) при одновременном взрывании зарядов в зависимости от расстояния между ними прослеживается по взорванным пластинам (рисунок 8.11). При взрыве зарядов ($a = 8$ м) взаимодействие между ними практически не наблюдается, так как трещины, идущие от зарядов в зоне разрушения, не соединяются между собой. Материал в этой области разбивается на крупные куски неправильной формы. Каждый заряд самостоятельно образует вокруг себя одиночную зону взрыва.

При уменьшении расстояния до $a = 7$ м наблюдается взаимодействие между зарядами, что способствует лучшему дроблению основного объема материала за счет образования трещин, идущих от зарядов и соединяющихся между собой на оси симметрии между ними вблизи свободной поверхности (рисунок 8.11).

Дальнейшее уменьшение расстояния ($a = 6$ м) приводит к изменению ориентировки трещин. Трещины, распространяющиеся от зарядов и соединяющиеся на оси симметрии между ними, охватывают половину объема разрушаемого материала. Остальная часть материала разрушается трещинами перпендикулярными свободной поверхности с заметным ухудшением дробления.

При сближении зарядов на расстояние $a = 5$ м трещины, образованные при взрыве, соединяются между собой на незначительном расстоянии от линии расположения зарядов. Основной объем материала

разрушается трещинами, перпендикулярными поверхности обнажения с образованием крупных кусков.



а – 8 м; б – 7 м; в – 6 м; г – 5 м

(области мелкого дробления заштрихованы)

Рисунок 8.11 – Схемы трещинообразования на плоских моделях при взрыве двух зарядов с расстоянием между ними

Дальнейшее уменьшение “а” приводит к увеличению интенсивности дробления материала как между зарядами, так и основного его объема.

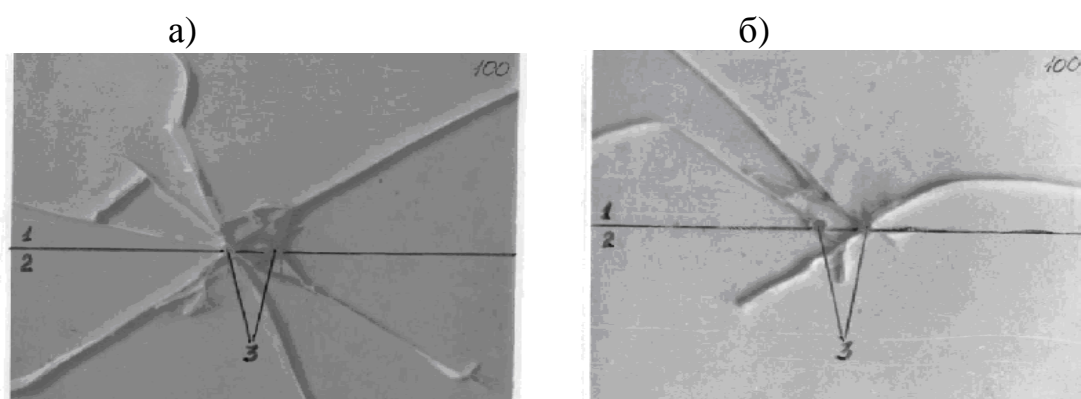
Результаты моделирования показывают, что при сближении зарядов происходит образование трещин с увеличением их за линией расположения зарядов выпуклостью, обращенной в сторону массива. А это приводит к снижению устойчивости стационарных уступов на карьере.

Интенсификация развития открытых горных работ приводит к увеличению массовых взрывов на карьерах, которые отрицательно влияют на устойчивость стационарных откосов, вызывая деформацию законтурного массива. Особенно это относится к взрывам, производимым в непосредственной близости от проектных контуров. Для обеспечения устойчивости долгостоящих откосов и бортов карьеров применяют рациональные способы и параметры буровзрывных работ. Одним из эффективных способов уменьшения вредного влияния массовых взрывов на законтурный массив является предварительное щелеобразование. Для этого по линии проектного контура в зоне еще нетронутого деформацией массива бурится ряд наклонных скважин с уменьшенным расстоянием между ними и взрывается при малых зарядах ВВ, создавая узкую полосу зоны разрушения шириной порядка 0,7-1,5 м, которая служит экраном для отражения ударных волн основных массовых взрывов, производимых при подходе к проектному контуру, предохраняя законтурный массив. Как

показывают инструментальные наблюдения, при создании самой предварительной щели взрывом, законтурный массив хоть и в малой мере, но деформируется с интенсивным трещинообразованием, что приводит к снижению устойчивости стационарного откоса. Для уменьшения трещинообразования при взрыве заоткосных скважинных зарядов в глубь массива необходимо управлять энергией взрыва за счет изменения условий на внутреннем контуре разрушений, то есть стремиться к тому, чтобы при взрывании зарядов в скважинах предварительного щелеобразования разрушающая энергия в большей мере распространялась в сторону выработанного пространства и в меньшей - в законтурный массив.

Для изучения рассматриваемого вопроса нами проведены лабораторные эксперименты на плоских моделях из органического стекла. На моделях размерами 2000×5 мм (масштаб моделирования 1:100) просверливались два отверстия (скважины) диаметром 4 мм и заряжались порохом марки "Сокол" весом 25 мг (рисунок 8.12).

Детонация осуществлялась проволокой, накаливаемой электрическим током. Характер разрушения моделей исследовался при расстоянии между отверстиями 10, 20, 30, 40 мм, что соответствует расстоянию между скважинами $a=1, 2, 3, 4$ м. Для каждого опыта проводилось не менее 5 взрывов.



1 – отбиваемая часть массива; 2 – тыльная часть массива; 3 – скважины;
а – без прокладки; б – с прокладкой

Рисунок 8.12 – Характер разрушения моделей из оргстекла при формировании экранирующей щели скважинными зарядами

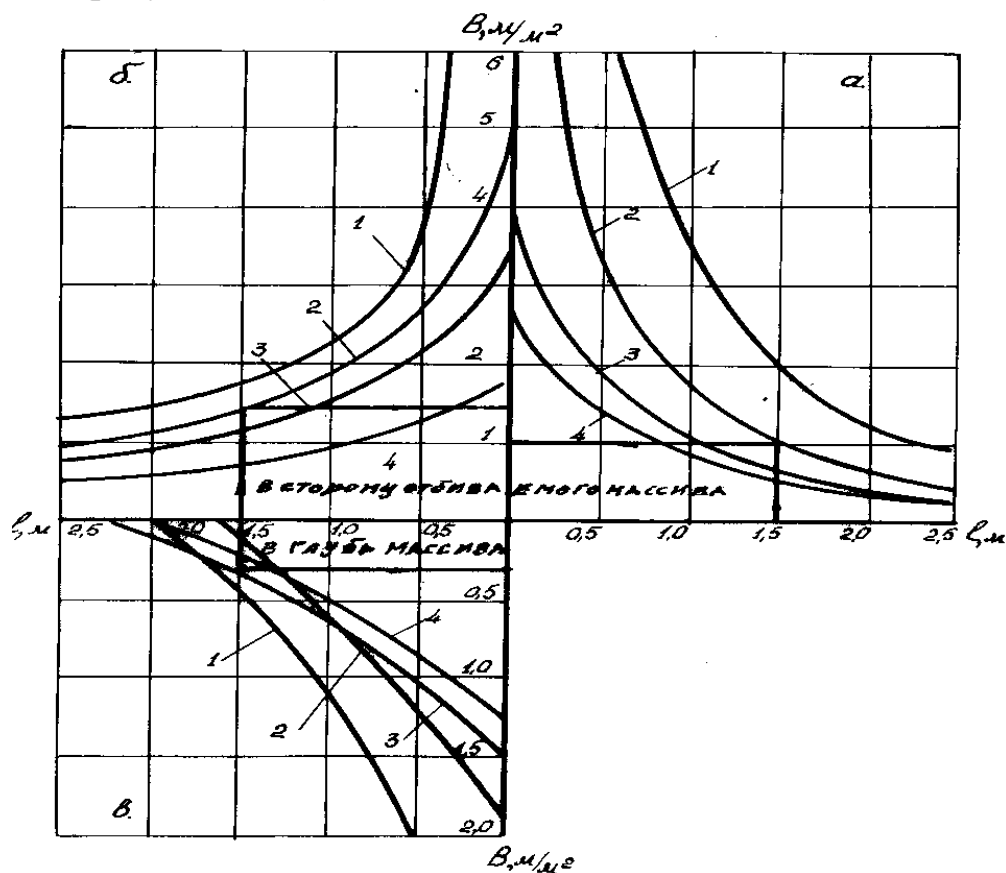
Степень разрушения материала модели характеризуется трещинообразованием. После каждого взрыва на модели подсчитывалась общая длина трещин в промежутке между зарядами $\sum \ell$. И производился анализ характера разрушения. Для количественной оценки разрушения модели при взрыве определялась плотность трещинообразования (B_{max}),

как отношение $\sum \ell$ к площади (S), на которой измерялась общая длина трещин, то есть

$$B = \frac{\sum \ell_i}{S}, \quad (8.11)$$

где ℓ - длина единичной трещины.

Проведенные эксперименты показали, что плотность трещинообразования на участках, равноудаленных от линии скважин одинакова. Это говорит о том, что при взрывании зарядов предварительной щели в нетронутым массиве на проектном контуре законтурный массив получает нежелательную деформацию, что приводит к снижению его устойчивости. В то же время отмечено, что с изменением расстояния между скважинами происходит интенсивное изменение ориентировки трещин, их плотности в полосе шириной порядка 0,5 м от линии скважин, что свидетельствует об изменении напряженного состояния взрываемого материала (рисунок 8.13 а).



1-1; 2-2; 3-3; 4-4 м;

а – без прокладки; б – с прокладкой

Рисунок 8.13 – Номограмма по определению плотности трещиноватости при формировании экранирующей щели с расстоянием между скважинами

Так, при используемых величинах зарядов на модели наибольшая плотность $B_{\max} = 2 - 4 \text{ м/м}^2$ в этой полосе наблюдалась при расстоянии между зарядами $a = 2,0 - 3,0 \text{ мм}$. Это говорит о том, что при таком оптимальном расстоянии между зарядами получается наиболее качественная экранирующая щель. Естественно, при изменении величины заряда оптимальное расстояние (a) и картина трещинообразования также изменяются.

С целью уменьшения распространения взрывных трещин в законтурную часть массива в скважины на моделях с одной стороны вставлялась прокладка из дерева и резины (рисунок 8.12 б). Моделирование показывает, что применение прокладки приводит к увеличению как длины отдельных трещин, так и их количества в направлении контакта заряд-массив и уменьшению трещинообразования со стороны прокладки, которая играет роль отражающего экрана и одновременно частично гасит ударную волну. Эффективность применения прокладок зависит от толщины материала, имеющего акустическую жесткость, значительно отличную от жесткости взрываемой среды. На рисунке 8.13 б, в рассмотрена зависимость изменения плотности трещинообразования с удалением от линии скважин как в сторону выработанного пространства, так и в законтурную часть массива.

Графики показывают, что применение прокладки уменьшает плотность трещинообразования в законтурной части в 2-3 раза. В то же время со стороны отбиваемого массива плотность увеличивается до 30%.

Моделированием установлено, что применение предварительного щелеобразования снижает трещиноватость в законтурной части массива, а применение прокладок повышает эффект экранирования.

8.3 Совершенствование способа наблюдений за деформированием уступов при буровзрывных работах

Разрушающее влияние взрывных работ на приконтурные уступы общеизвестно, при этом происходят деформации, приводящие к сдвигу пород на карьерах. Под воздействием буровзрывных работ в законтурном массиве горных пород образуются зоны: отрыва и дробления, перемещения, заколов, колебаний (остаточных деформаций и сотрясений) [67].

Зона отрыва и дробления определяется от последнего ряда скважин до линии отрыва в массиве. Для этой зоны характерно интенсивное дробление горной породы и перемещение оторванной части массива в сторону выработанного пространства. Из этого следует, что зоны отрыва и дробления при производстве массовых взрывов являются зонами полезной работы взрыва. При значительном удалении горных работ от предельного

контура полезной является также энергия, затрачиваемая на образование зоны заколов, поскольку в дальнейшем это играет положительную роль. Однако при производстве взрывных работ вблизи законтурного массива проникновение зоны заколов на проектный контур карьера отрицательно сказывается на устойчивости откосов стационарных уступов и всего борта в целом. Зона заколов характеризуется интенсивной нарушенностью, глубокими трещинами, что приводит к снижению прочности пород в десятки раз. Вредное влияние взрывов заключается также в образовании на проектном контуре зоны остаточных деформаций. Эта зона характеризуется макро- и микротрещинами, возникающими в результате напряжений растяжения, сцепление пород значительно уменьшается и по истечении некоторого времени породы в откосах, рассеченные этими трещинами, обрушаются. Это является причиной выполаживания откосов уступов.

Зона колебаний и сотрясений характеризуется деформациями, вызванными сейсмическими колебаниями, которые в определенных условиях также оказывают влияние на устойчивость уступов.

Размеры зон разрушения зависят от количества одновременно взрываемого ВВ, физико-механических свойств горных пород, структурно-тектонических особенностей массива, параметров буровзрывных работ и других факторов.

На обеспечение устойчивости приконтурных уступов большое влияние оказывают методы и способы ведения взрывных работ. Зная размеры зон деформирования горного массива от взрывов, можно определить ширину приконтурной ленты, при подходе к которой необходимо переходить на специальную технологию ведения буровзрывных работ, найти оптимальные расходы ВВ, при которых разрушение пород законтурной части будет наименьшей.

Для определения зон наибольших деформаций в законтурном горном массиве при взрывах на карьерах, необходимо проведение целого комплекса работ. Воздействие промышленных взрывов на деформируемость горного массива изучается с помощью маркшейдерских наблюдательных станций, закладываемых перед взрывом на верхних площадках уступов в виде профильных линий. Наблюдательная станция закладывается вкрест простираения откоса и состоит из 1-2 профильных линий (рисунок 8.14).

Число реперов, устанавливаемых по профильным линиям, колеблется от 8 до 15. Репера изготавливается из арматурного или круглого железа диаметром 25-30 мм и длиной до 0,5 м, которые забиваются в породу. Первый репер забивается с таким расчетом, чтобы он не попал в зону отрыва или дробления, то есть на расстоянии 6-8 м от скважинных зарядов. Расстояние между реперами принимается порядка 2-13 м. Это позволяет тщательно определить деформации горного массива, а также достаточно

точно зафиксировать зоны заколов и остаточных деформаций. При удалении в глубь массива расстояние между реперами в среднем составляет 10 метров. Последние репера закладываются в зонах, не затрагиваемых взрывами, и они считаются опорными. Все замеры производятся относительно опорных реперов. В этих случаях, когда замеры верхней площадки не позволяют заложить опорные репера вне зоны влияния взрыва, последние закладываются на вышележащих горизонтах.

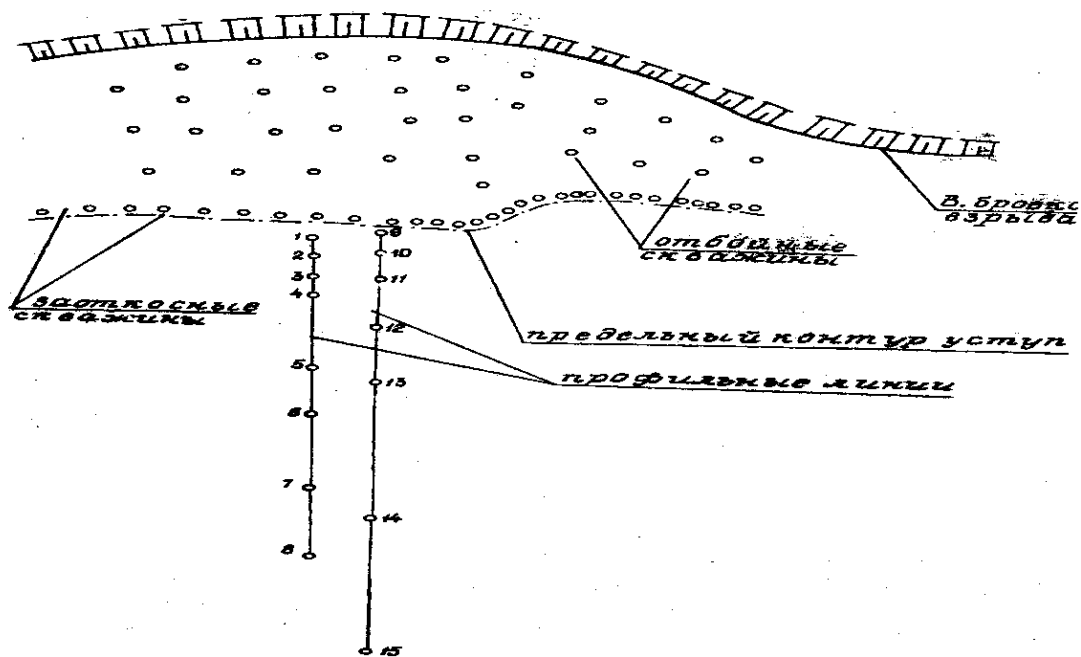


Рисунок 8.14 – Схема наблюдательной станции за взрывами

Наблюдения на профильных линиях производятся до и после взрыва согласно принятой методике. Перед взрывом ведется теодолитно-нивелирная съемка заложенных реперов. Теодолитная съемка позволяет нанести наблюдательную станцию на план горных работ и привязать ее к сетке скважин, пробуренных на площадке уступа. Нивелирование реперов наблюдательной станции производится с целью определения их абсолютных отметок относительно опорных реперов.

На карьерах при подходе горных работ к проектному контуру оставляются бермы шириной 8-12 метров. Это не позволяет проводить наблюдения за массовыми взрывами по вышеизложенной методике. На оставляемой берме реперы, ввиду их близкого расположения от заоткосных скважин, имеют значительные перемещения вместе с горным массивом как в вертикальной, так и горизонтальной плоскостях. В связи с этим для обеспечения достоверности полученных результатов по

определению деформаций горного массива наблюдательную станцию приходится закладывать на вышележащих горизонтах.

Большие превышения между реперами (15 м) не позволяют использовать геометрическое нивелирование, так как оно резко увеличивает объем работ. Увеличение производительности труда возможно при применении тригонометрического нивелирования, но в этом случае значительно снижается точность работ, что делает результаты недостаточно надежными, поэтому использовалась несколько иная методика наблюдений за проведением массовых взрывов с использованием нивелиров – высотомеров, которые по точности близки к нивелирам обычного типа. При этом нивелирование осуществляется электронным тахеометром (рисунок 8.15).

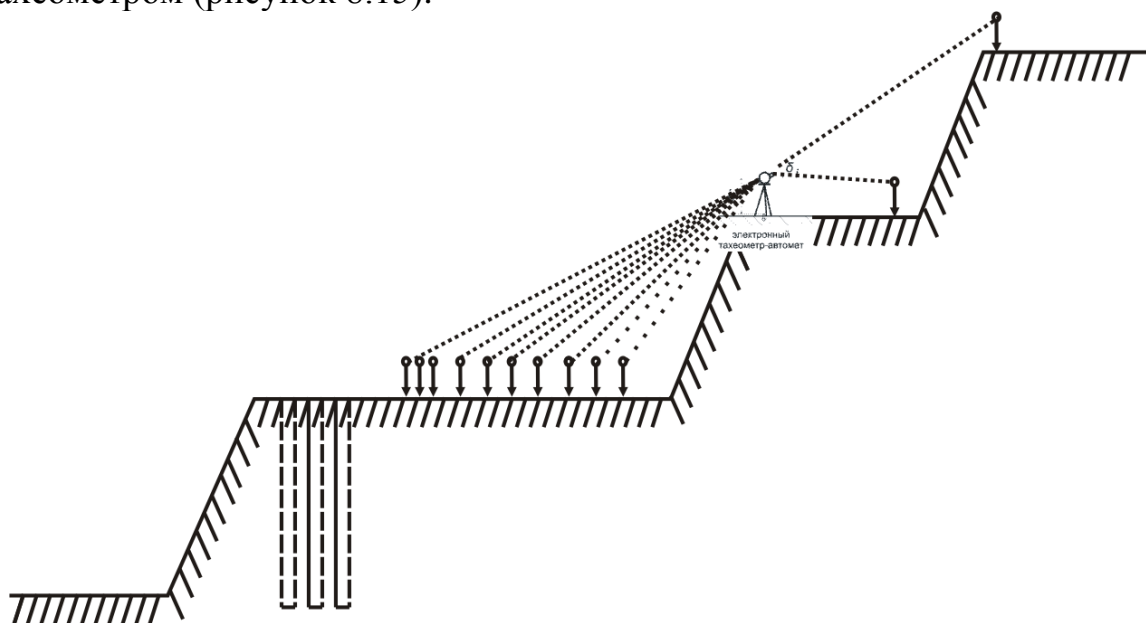


Рисунок 8.15 – Схема нивелирования с помощью электронного тахеометра

Кроме всего изложенного, перед взрывом по откосу проводится съемка трещиноватости по определенной методике. Наличие крупных раскрытых трещин (заколов) на верхних площадках уступов документируется в полевых журналах и привязывается рулеточными замерами к реперам наблюдательной станции. В такой же последовательности наблюдения за реперами после производства промышленных взрывов. После взрыва производится привязка вновь образовавшихся заколов к имеющимся в наличии реперам. От ближайших реперов определяется расстояние до линии отрыва. С помощью эклиметра и стальной рулетки определяется угол наклона вновь образованного откоса. Все полученные данные по наблюдениям за деформациями пород при взрывных работах заносят в специальные полевые журналы, а из

паспорта взрыва документируют все основные параметры проводимых взрывов: общее количество одновременно взрываемого ВВ, удельный расход ВВ по блоку, расход ВВ на 1 пог. м скважины и т.д.

8.4 Результаты промышленно-экспериментальных работ при постановке уступов на проектный контур

Результаты проведенных исследований по наблюдению за деформированием горных пород от действия взрывов показывают, что для обеспечения долгостоящих откосов, при подходе к проектному контуру, необходимо менять технологию ведения горных и буровзрывных работ. Обычные методы приводят к большим разрушениям пород законтурной части. Затраты на заоткоску уступов под углами 60-70° в значительной мере окупаются уменьшением объема вскрышных работ и обеспечением безопасности работ на глубоких горизонтах. Теоретическое и практическое решение этой проблемы базируется на изучении напряженного состояния горного массива с учетом его структурных особенностей и трещиноватости для различных типов пород.

Проведение промышленно-экспериментальных работ на карьерах необходимо для уточнения и корректировки результатов теоретических разработок. Апробированные в промышленных условиях теоретические исследования и способы ведения горных и заоткосных работ позволяют внести существенные коррективы как в проекты, так и в практику работы на карьерах.

В период разработки месторождений открытым способом на Саякских карьерах проводились промышленно-экспериментальные взрывы по заоткоске стационарных уступов.

Наиболее качественная заоткоска на карьере Саяк-1 наблюдается на участках Западного борта, сложенных мраморами и известняками (рисунок 8.16).

Предварительная щель создавалась в зоне нетронутого массива, не имеющего остаточных деформаций от предыдущих взрывов на расстоянии 35 – 40 м до подхода уступа к проектному контуру. Высота уступа 15 м. Скважины диаметром 243 мм бурились станками СБ Ш-250 по проектному контуру на глубину 30 м под расчетными углами 70-75°. Расстояние между скважинами 2 -3 м. Величина заряда в заоткосных скважинах составляет 40-60 кг. Заряд патронированный аммонит № 6 ЖВ.

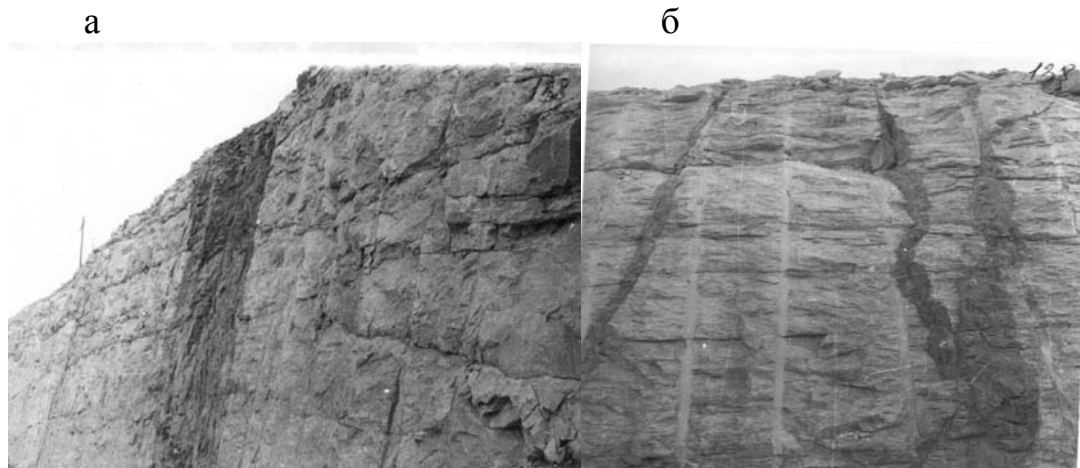


Рисунок 8.16 – Заоткоска уступов на экспериментальном участке (а, б)

Инструментальными съемками и визуальным обследованием установлено, что угол наклона стационарного уступа соответствует проектному. Видны следы наклонных скважин на поверхности откосов, а на верхних площадках уступов отсутствуют закольные трещины. Это говорит о качественной заоткоске откосов уступов.

Исключение составляет участок на горизонте 510-495 длиной 150 м, состоящий из скарнов, гранодиоритов. Участок обурен скважинами диаметром 243 мм с расстоянием между ними 2–3 м. Удельный расход по взрываемому блоку составил 1,29 кг/ м³. Моделированием установлено, что применение предварительного щелеобразования снижает трещиноватость в законтурной части массива, а применение прокладок повышает эффект экранирования.

Перерасход ВВ на 50% не дал возможности произвести качественные заоткосные работы. После взрыва верхнюю площадку уступа пересекали закольные трещины, а на поверхности откоса отсутствовали следы скважин.

Основной причиной некачественной заоткоски на некоторых участках карьеров является чрезмерное завышение расхода ВВ как в отбиваемом массиве, так и в заоткосных скважинах. Наглядным примером этого является заоткоска участков горизонта 540 м северного борта карьера Саяк – I.

Часто предварительную щель на карьерах не всегда удавалось создавать и тогда, применялся комбинированный метод, то есть одновременное взрывание наклонных заоткосных и отбойных скважин. Предварительная щель, безусловно, дает наиболее качественную заоткоску, так как образованная поверхность служит экраном для ударных волн от рабочих взрывов. Рассмотрим комбинированный метод заоткоски. В этом случае заоткосные скважины взрываются на 35-50 м/сек раньше отбойных.

По постановке уступа на проектный контур участка длиной 250 м западного борта карьера Саяк-3 горизонта 590-560 м проведен экспериментальный взрыв. Применялся комбинированный способ заоткоски, так как ширина рабочей площадки изменялась от 5 до 20 м и была недостаточной для создания предварительной щели. Породы на участке туфоалевролиты, песчаники, диоритпорфириды средней крепости по взрыванию.

Скважины на предельном контуре бурились станком СБШ-250 под углом наклона 70° глубиной от 22 до 31 м. Расстояние между скважинами в ряду измерялось от 3 до 4 метров.

На взрываемом блоке четко выделялось 3 участка, так как линия наклонных скважин не совпадает с проектным контуром. Участок №1 протяженностью порядка 60 м с удельным расходом ВВ $0,56 \text{ кг/м}^3$; участок №2 длиной 80 м и удельным расходом ВВ $0,78 \text{ кг/м}^3$; участок №3 длиной 70 м и удельным расходом ВВ $1,13 \text{ кг/м}^3$. На втором участке в ряде заоткосных скважин были заложены прокладки из досок по диаметру скважин на глубину 6-8 м с целью амортизации ударной волны взрыва на законтурный массив.

Анализируя проведенный взрыв по заоткоске 30-метрового уступа горизонта 590-560 м на западном борту карьера Саяк-3, можно отметить следующее. На участке №1 зона остаточной деформации составила 10 м и отсутствие заколов на верхней площадке уступа говорит об удовлетворительном состоянии устойчивости откоса. На 2-м участке зона остаточной деформации составила 8 м, где удельный расход был в 1,5 раза больше, чем на 1-м участке. Малые деформации законтурного массива при таком значительном расходе ВВ можно объяснить использованием предохранительных прокладок. Законтурный массив участка №3 подвергся наибольшему деформированию и зона остаточных деформаций составила 20,0 м, что объясняется завышением удельного расхода ВВ в 2 раза в отбойных скважинах последней заходки. Это явилось одной из главных причин некачественной заоткоски уступов, что и приводит их к обрушению.

На Южно-Топарском карьере проведен опытно-промышленный взрыв по заоткоске стационарных уступов с целью повышения их устойчивости (рисунок 8.17). Заоткоска на карьере велась в основном вертикальными скважинами, применение которых отрицательно влияет на устойчивость уступов.

На проектный контур поставлен уступ горизонта 556 м западного борта карьера. Слагающие массив породы представлены глинистыми сланцами и окремненными известняками.

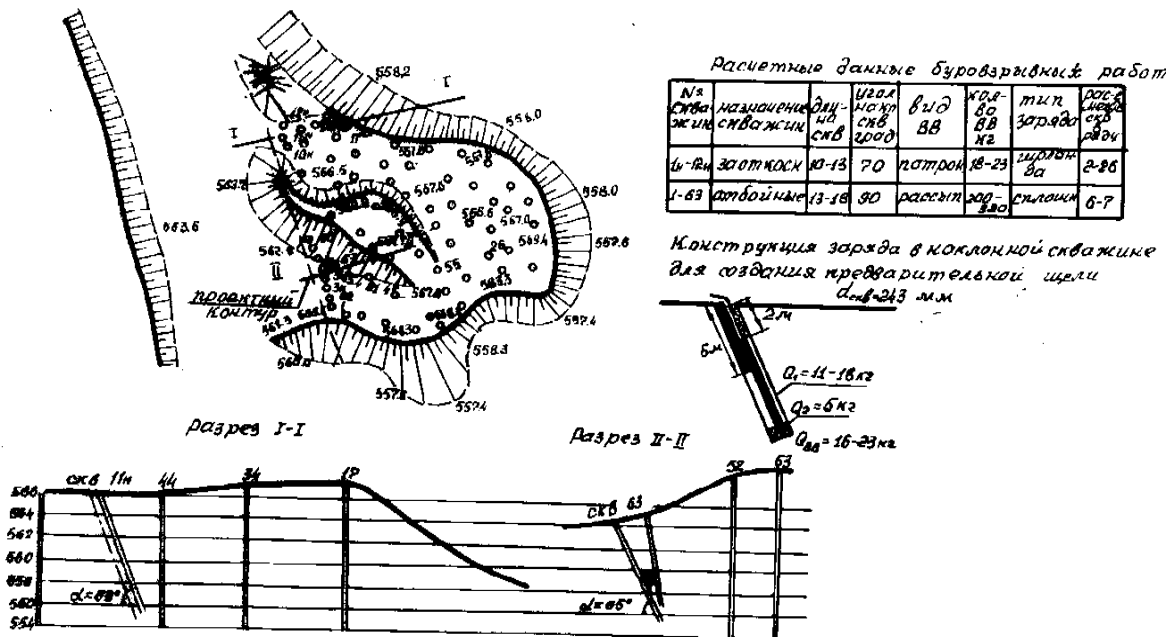


Рисунок 8.17 – Создание предварительной щели на участке Западного борта Топарского карьера горизонта 556-568 м

На промышленном участке залегает система поперечных трещин, которые при взрыве, раскрываясь, могут увеличивать деформацию массива, тем самым способствуя снижению устойчивости уступа. На этом участке апробировалась технологическая схема создания предварительной экранирующей щели при короткозамедленном взрывании отбойных скважин. Расстояние между скважинами экранирующей щели принималось 2-3 м. Скважины бурились станком СБШ - 250 под углом к горизонту 65° . Зарядание производилось рассредоточенными зарядами типа "гирлянда" в виде связок патронов (1,0-1,2 кг на I пог. м скважины) на двух нитях детонирующего шнура. На забой скважины помещался дополнительный заряд массой 5 кг.

С целью повышения устойчивости законтурного массива на экспериментальном участке в заоткосные скважины закладывали деревянные прокладки длиной 5-7 м, снижающие динамический удар взрыва на законтурный массив и приводящие к уменьшению его деформации.

Наблюдения за состоянием горного массива на верхней площадке уступа показали, что законтурная часть его с точки зрения устойчивости находится в удовлетворительном состоянии.

На Саякском руднике был произведен промышленно-экспериментальный взрыв по постановке на проектный контур западного участка борта карьера Тастау горизонта 560-530 м (рисунок 8.18).

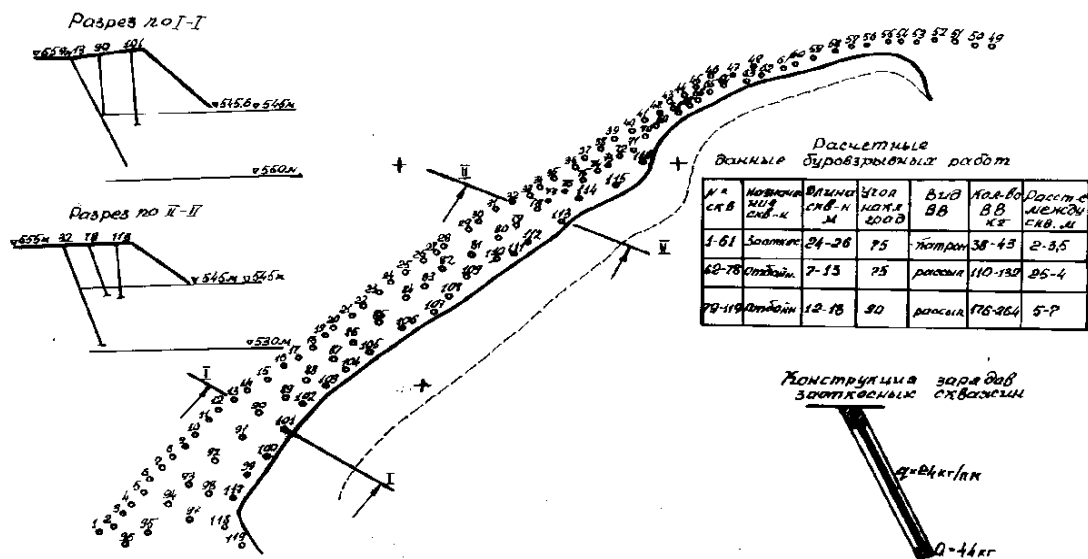


Рисунок 8.18 – Паспорт буровзрывных работ по заоткоске уступов на Саяжском руднике

Ширина взрываемого блока составляла 5-17 м, что недостаточно для применения предварительного щелеобразования. Поэтому на данном участке применялся комбинированный способ заоткоски, то есть совместное взрывание отбойных и заоткосных скважин с опережением заоткосных на 35 м/сек. Длина взрываемого блока 200 м. Массив его представлен песчаниками, туфоалевролитами с включением даек диоритовых порфитов с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протождяконова в среднем 12. Заоткосные скважины в количестве 61 штуки бурились станками СБШ-250 под углом наклона 75° глубиной от 24 до 28 м с расстоянием между ними в ряду 3 м. Величина заряда в скважине составляла порядка 38-45 кг. В каждую заоткосную скважину опускалось две нити шлангового заряда - аммонит № 6ЖВ диаметром 36 мм с расходом ВВ 2,4 кг на I пог.м. Кроме этого, в каждую скважину на дно отсыпалось по 40 кг рассыпного ВВ грамммоит № 79/ 21.

На взрываемом блоке участок массива отбивался вертикальными скважинами глубиной 12-18 м с величиной заряда от 176 до 264 кг и наклонными скважинами под углом 75° глубиной 8-13 м с расстоянием между ними 2,5-4,0 м. Заряд в наклонных скважинах изменялся от 110 до 130 кг. Удельный расход ВВ для отбойки горного массива колебался по участку 0,4 – 0,6 кг/м³. Обследование законтурной части уступа показало, что массив на взрываемом участке находится в удовлетворительном состоянии с точки зрения устойчивости уступа.

По постановке на предельный контур части борта карьера Тастау горизонт 530 - 500 м проводился массовый экспериментальный взрыв (рисунок 8.19).

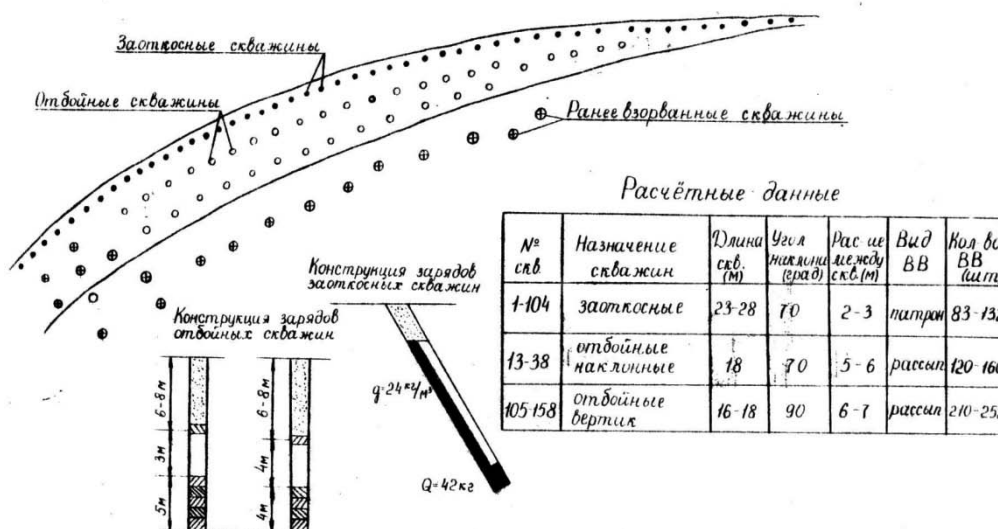


Рисунок 8.19 – Постановка откоса уступа на предельный контур

Взрываемый участок протяженностью 315 м сложен крепкими трещиноватыми породами – гранодиориты, туфоалевролиты. Апробировалась технологическая схема создания предварительной экранирующей щели (гладкое взрывание) на всю высоту 30-метрового уступа. В этом случае наклонные скважины взрывались на 50-70 м/сек раньше отбойных. Заткосные и отбойные скважины бурились станком СШБ-250. Скважины экранирующей щели бурились на глубину 20 - 28 м с расстоянием между ними 2-3 м под углом к горизонту 70°. В каждую скважину опускались две нити шлангового заряда – аммонит №6 ЖВ диаметром 36 мм с расходом ВВ 2,4 кг на I пог. м скважины. Величина заряда ВВ в заткосных скважинах 45-80 кг. Кроме этого, для проработывания нижней части заткашиваемого уступа, на дно заткосных скважин отсыпалось по 40 кг рассыпного ВВ – граммонт №79/81. Отбойные вертикальные скважины бурились на глубину 16-18 м с сеткой 6x7м, наклонные на глубину 18 м с сеткой 5x6 м. Величина заряда в отбойных вертикальных и наклонных скважинах составляла соответственно 210-252 кг; 120-160 кг. Для лучшего дробления отбиваемого горного массива и уменьшения деформирования уступов на проектном контуре в отбойных скважинах принята конструкция заряда с воздушными промежутками. Удельный расход по взрываемому блоку составил 0,75 кг/ м³.

Проведенные наблюдения после взрыва показали, что угол наклона стационарного уступа близок к расчетному, поверхность откоса ровная, следов скважин не видно, заколов за проектным контуром не наблюдалось.

По постановке участка уступа длиной 320 м горизонта 480-450 м на проектный контур в восточной части борта карьера Саяк-I был проведен промышленно-экспериментальный взрыв. Расстояние между скважинами

экранирующей щели 3 м. Скважины бурились станком СБШ-250 под углом к горизонту 70° . Величина шлангового заряда в наклонных скважинах составляла 2,4 кг на I пог. м скважины. Для проработки нижней части заоткашиваемого уступа в заоткосные скважины отсыпалось по 40 кг рассыпного ВВ. Обследование состояния горного массива уступа после взрыва показало, что уступ поставлен в предельное положение. Там где был значительно превышен удельный расход ВВ в отбойных скважинах, поверхность откоса разбита и экранирующая щель не сыграла своей роли. Более качественно оформлена поверхность откоса на участках с удельным расходом $q = 0,4 - 0,6 \text{ кг/м}^3$. На поверхности откоса четко прослеживаются следы скважин, а на верхней площадке уступа отсутствуют трещины заколов.

Обследование фактического состояния откосов уступов Западного борта карьера «Итауз» горизонты 415 м, 400 м, 375 м показывает, что они сложены в основном несогласнозалегающими с крутыми углами падения ($60-80^\circ$) алевролитами и аргиллитами. Высота откосов уступов колеблется от 17 м до 40 м, а углы их наклона составляют $60-45^\circ$. На поверхности берм горизонтов 415 м, 400 м, 370 м наблюдаются деформационные трещины, расположенные по поверхностям породных слоев, уходящих в прибортовой массив на глубину 5-6 м.

Причинами появления деформаций откосов уступов Западного борта, вышеперечисленных горизонтов, являются крутопадающие залегания слоев алевролитов и аргеллитов и ведение буровзрывных работ в приконтурной полосе при постановке уступов без применения предварительного щелеобразования.

Результаты деформирования горных пород и применение соответствующих схем заоткоски на карьере показали преимущество щелеобразования, как основной меры по повышению устойчивости стационарных бортов карьеров.

При обследовании откосов Николаевского карьера, наиболее качественная заоткоска наблюдалась на участках Юго-Восточного, Северо-Восточного бортов. На поверхности откосов прослеживались следы наклонных скважин, а на верхних площадках уступов отсутствуют закольные трещины. Так как эти участки состоят из более слабых пород – андезитобазальтовых порфиритов, кремнистых алевролитов, которые с течением времени подвержены осыпобразованию, это приводит к снижению устойчивости массива на проектном контуре. Для повышения устойчивости пород стационарных уступов на этих участках необходимо проводить предварительное щелеобразование.

Взрыв, произведенный на этом карьере, показал отрицательный результат заоткосных работ. Участок длиной 103 м, состоящий из порфиритовых пород, бурился вертикальными скважинами диаметром 243 мм глубиной 8-19 м с расстоянием между ними 4-6 м. Завышенная

величина ВВ в заоткосных скважинах 292, 363 кг не дала возможности качественно произвести заоткосные работы. После взрыва верхнюю площадку уступа пересекали закольные трещины, а поверхность откоса имеет ступенчатую форму. Основной причиной некачественной заоткоски на некоторых участках карьера является применение вертикальных скважин и чрезмерное завышение расхода ВВ как в отбиваемом массиве, так и в заоткосных скважинах.

При постановке на проектный контур Восточного участка Николаевского карьера горизонта 212-197 м ширина изрываемого блока составила порядка 20 м, что недостаточно для применения предварительного щелеобразования. Поэтому на данном участке применялся комбинированный способ заоткоски, то есть совместное взрывание отбойных и заоткосных скважин с опережением заоткосных на 50 м/сек. Длина взрываемого блока 70 м. Массив его представлен в основном порфирами с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодьяконова в среднем 14. Заоткосные скважины бурились станком СБШ-250 под углом 70° глубиной 17 м с расстоянием между ними в ряду 3 м. Величина заряда в скважине составляла 40 кг. В каждую заоткосную скважину опускался шланговый заряд – аммонит № 6ЖВ с расходом ВВ 2,6 кг на 1 пог. м. Кроме этого, в каждую скважину на дно отсыпалось по 20-40 кг рассыпного ВВ граммонит №79/21. На взрываемом блоке участок горного массива отбивался вертикальными скважинами глубиной 16-17 м с величиной заряда от 244 до 454 кг с расстоянием между ними 5 м. Удельный расход ВВ для отбойки горного массива составляет $0,6 \text{ кг/ м}^3$. Обследование законтурной части уступа показало, что заколов за проектным контуром откоса не наблюдалось, поверхность откоса ровная, имеет следы наклонных скважин последнего заоткосного ряда.

Результаты проведенных промышленно-экспериментальных взрывов показали преимущество предварительного щелеобразования как основной меры по повышению прочности пород и стационарных уступов и бортов карьеров. Применение этого способа связано с необходимостью сохранения дорогостоящих сооружений на длительный период их эксплуатации.

9 УКРЕПЛЕНИЕ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Для увеличения углов наклона бортов карьеров на проектном контуре необходимо проводить мероприятия, направленные на надежное обеспечение устойчивого состояния его элементов – отдельных уступов и групп уступов. На стадиях проектирования и эксплуатации необходимо анализировать инженерно-геологические условия разрабатываемых месторождений и производить районирование граничных участков карьерного поля по условиям устойчивости откосов уступов и бортов. Применение искусственного укрепления прибортовых массивов горных пород позволяет увеличить углы откосов на участках с менее устойчивыми породами. Целесообразность укрепления устанавливается технико-экономическими расчетами.

Начало систематических исследований в этой области положено в лаборатории устойчивости бортов карьеров ВНИМИ, где был выполнен анализ практического опыта по укреплению карьерных откосов, проведены теоретические и лабораторные исследования, на основе которых было издано «Методическое руководство по искусственному укреплению откосов скальных и полускальных пород на карьерах».

9.1 Способы укрепления прибортовых массивов на карьерах

Способы укрепления карьерных откосов делятся на четыре основные группы [46, 47]:

- механические способы укрепления;
- способы, направленные на улучшение физико-механических свойств горных пород;
- способы, обеспечивающие изоляцию поверхности откосов от воздействия неблагоприятных внешних факторов;
- комбинированные способы.

Укрепление неустойчивых откосов механическими способами основано на перераспределении напряжений в массиве горных пород. Давление призмы обрушения укрепительные конструкции передают устойчивой части массива. Необходимым условием применения механических способов является наличие прочного, устойчивого массива, находящегося вне зоны возможного обрушения.

В качестве средств механического укрепления откосов применяют конструкции (сваи, шпоны, штанги, тросовые тяжи) и сплошные сооружения (подпорные и защитные стенки, контрфорсы). Первые находят преимущественное применение при укреплении откосов скальных и полускальных пород, вторые – для предупреждения оползней и укрепления глинистых пород и фильтрующих откосов.

Вторая группа способов направлена на улучшение физико-механических свойств горных пород путем их упрочнения при помощи различных связующих и цементирующих материалов, нагнетаемых в массив для восстановления нарушенных структурных связей в трещиноватых горных породах или же для создания новых дополнительных связей в рыхлых породах.

Покрытие поверхности откосов изолирующими материалами осуществляется при условии интенсивной выветриваемости горных пород в откосах после их обнажения. Покрытия предназначены для изоляции массива горных пород от воздействия внешней среды.

В сложных инженерно-геологических условиях производится комплексное укрепление массива с применением различных способов. Например, способ цементации трещиноватых скальных пород применяется в сочетании с механическими способами укрепления сваями или штангами.

Способы укрепления горных пород и области их применения приведены в таблице 9.1. В практике открытых горных работ они находят пока ограниченное применение [46].

Таблица 9.1 – Способы укрепления горных пород

Группа способов	Область применения
1	2
Механическое укрепление	
1) Железобетонные сваи и шпоны	Массивы со слабо развитой трещиноватостью, подсеченные неблагоприятно ориентированными поверхностями ослабления, падающими в сторону выработанного пространства под углом 20 – 50°
2) Штанги и гибкие тросовые тяжи	Крупноблочные маловыветрелые массивы, сланцевые слоистые породы, падающие в сторону выработанного пространства под углом 40 – 60°
3) Защитные стенки	Сильнотрещиноватые выветрелые скальные и полускальные породы
4) Подпорные стенки и контрфорсы	Нарушенные массивы сложной структуры с переслаиванием пород, глинистые и рыхлые увлажненные породы

Окончание таблицы 9.1

1	2
Упрочнение массива (улучшение физико-механических свойств горных пород)	
1) Нагнетание в массив укрепляющих растворов из полимерных материалов (смола), цементация	Скальные и полускальные нарушенные и трещиноватые массивы, крупнозернистые пески без глин
2) Силикатизация и электросиликатизация	Породы песчаные и лёссовые (коэффициент фильтрации 0,1-5 м/сутки)
3) Электрохимическая обработка (электроосмос)	Породы водонасыщенные глинистые (коэффициент фильтрации менее 0,01 м/сутки)
4) Термическая обработка	Породы лёссовидные, суглинистые и глинистые с коэффициентом воздухопроницаемости 0,2 - 0,4 см/с)
5) Уплотнения энергией взрыва	Породы суперпесчаные, лёссовидные, глинистые с коэффициентом пористости более 0,1
Изолирующие и защитные покрытия	
1) Набрызгбетон по металлической сетке	Сильнотрещиноватые породы, склонные к интенсивному выветриванию или выщелачиванию
2) Смолизация	Сильнотрещиноватые породы, песчаные и гравелистые откосы
3) Агромелиоративные мероприятия	Песчано-глинистые откосы
Комбинированное укрепление	
1) Механическое укрепление с упрочнением	Сложные инженерно-геологические условия
2) Механическое укрепление с изоляцией	

9.2 Механические способы укрепления откосов

Штанги и гибкие тросовые тяжи применяются для укрепления откосов маловыветрелых твердых горных пород крупноблочной, слоистой или сланцеватой структуры. Достоинствами этого вида крепи являются простота ее возведения, низкая себестоимость, высокая надежность и эффективность в работе, широкий диапазон условий, в которых она применима [46].

Необходимая длина штанг определяется мощностью ослабленной зоны, требующей укрепления, и ограничивается технологическими возможностями их установки. Максимальная длина жестких штанг, рекомендуемая к применению на карьерах, составляет 4 - 5 м. Применение штанг большей длины значительно усложняет производство работ по их установке.

Ввиду того, что в условиях открытой разработки основным назначением штанговой крепи является обеспечение устойчивости блока породы, подсеченного поверхностью ослабления, эффективность укрепления обуславливается состоянием массива в месте закрепления замков штанг. Поэтому, если бурение показывает, что массив нарушен на глубине 5 - 6 м и более, то породы замковой зоны подвергаются частичной цементации или в качестве укрепляющих конструкций применяются гибкие тросовые тяжи. Применение тросовых тяжей дает возможность располагать замки на большом расстоянии от поверхности откоса в крепких монолитных породах.

По характеру работы различают штанги, работающие на растяжение и на срез. Последние устанавливаются нормально к поверхности скольжения, имеют увеличенный диаметр и изготавливаются из материалов, имеющих повышенное сопротивление срезу.

Штанги и тросовые тяжи, рассчитанные на деформации растяжения, получают предварительное натяжение либо сразу же после их установки (натяжение конструкциям задается при помощи специальных механизмов), либо по мере деформирования массива (самонатяжение).

В последнем случае штанги и тросовые тяжи должны устанавливаться под минимально возможным углом φ к поверхности сдвига, однако при этом увеличивается объем бурения и, кроме того, повышается трудоемкость работ по бурению и цементации скважин, установке арматуры. При расположении штанг горизонтально или с наклоном $10 - 15^\circ$ к горизонту производство работ упрощается, но при этом штангам задается начальное натяжение.

Основным отличием штанг различных типов является конструкция замковой части. Она обеспечивает надежность работы штанги. Существует большое разнообразие конструкций замков: клиновые, конусные, взрывные и пр. Самонатягивающиеся штанги замков, как таковых, не

имеют. Так как бетоном заполняется все свободное пространство между арматурой периодического профиля и стенками скважины, штанга по всей длине соприкасается с окружающими породами и находится с ними в сцеплении. Штангам можно задавать начальное натяжение, для этого вначале заполняется бетоном только часть длины скважины (за зоной сдвига), а затем, после натяжения штанги, - вся скважина.

По мере освоения полимерных материалов в качестве связующего в горном деле находят все большее применение различные полимеры и синтетические смолы. Штанги, при установке которых используются эти материалы, получили название сталеполимерных. В конструктивном отношении они не отличаются от железобетонных.

При установке гибких тяжей трос в замковой части расплетается. За счет большой поверхности соприкосновения прядей троса с бетоном образуется прочный замок.

В литературе вместо названия «штанговая крепь», объединяющего такие понятия, как металлические штанги, железобетонные штанги, сталеполимерные штанги, гибкие тросовые тяжи, часто используется термин «анкерная крепь».

Затяжкой, рекомендуемой к применению при укреплении откосов анкерной крепью, служат: опорные железобетонные плиты, отдельные для каждого анкера или соединяющие «кусты» из трех-четырех анкеров, деревянные или металлические подхваты, соединяющие анкеры каждого ряда, металлическая сетка, затягивающая пространство между анкерами, торкрет-бетон по металлической сетке и т. д. Необходимость и тип затяжки устанавливаются на месте в зависимости от размеров блоков, возможности их выпадения и склонности пород к выветриванию.

Железобетонные сваи и шпоны. Железобетонные сваи являются надежным средством укрепления участков уступов, сложенных крепкими горными породами, ослабленными трещинами, тектоническими нарушениями или слабыми включениями [47]. Основными достоинствами свайной крепи являются:

а) высокая несущая способность свай (особенно с жесткой арматурой), достигающая при работе свай на срез до 100 - 150 тс;

б) простота возведения свай, не требующая специальных сложных приспособлений; рабочим местом служит верхняя площадка уступа, что облегчает транспортировку оборудования и материалов, используемых при укреплении; ширина берм, на которых производятся укрепительные работы, должна быть не менее 6 - 7 м;

в) полная механизация работ, позволяющая достигнуть высокой производительности и низкой себестоимости работ;

г) возможность укрепления участков значительной протяженности и большой мощности с глубоким залеганием поверхностей скольжения при

условии, что призма возможного обрушения представлена монолитом крепких пород, а зона ослабления имеет незначительную мощность.

Применение свай ограничено и даже невозможно на участках, ослабленных крутопадающими поверхностями скольжения. Если же поверхность скольжения имеет сложную форму с изменяющимися углами падения, крепь возводят с таким расчетом, чтобы сваи пересекали зону ослабления на участках с возможно более пологими углами наклона и как можно ближе к призме упора.

Для укрепления уступов необходимо, чтобы свая была установлена ниже ослабленной зоны на глубину, обеспечивающую ее устойчивость. В условиях, когда не исключена возможность работы сваи на изгиб, жесткая арматура в скважине располагается так, чтобы наибольший момент сопротивления ее изгибу совпадал с направлением действия изгибающего момента (направление сдвигающих сил).

В практике открытых горных работ применяют железобетонные сваи двух типов:

а) набивные, изготавливаемые на месте производства работ непосредственно в скважинах; в качестве арматуры для этих свай используются железнодорожные рельсы или другой металлопрокат, а также готовые арматурные каркасы;

б) сборные типовые железобетонные сваи заводского изготовления, сплошные и трубчатые; сплошные сваи имеют круглую, квадратную и прямоугольную формы поперечного сечения.

Диаметр свай может колебаться в широких пределах: от 200 до 1000 мм. Применение свай ограничивается возможностью бурения скважин различных диаметров, обусловленной наличием парка буровых машин на предприятии.

В связи с этим на практике диаметр применяемых свай устанавливается не из расчета на прочность, а из возможности бурения скважин для них.

По характеру работы в деформирующемся массиве различают сваи, работающие на срез и изгиб. Сваи, работающие на срез, имеют сплошное поперечное сечение. Чем больше процент армирования таких свай, тем выше их сопротивление срезу. В этих условиях применяют набивные сваи, армированные рельсами тяжелого типа (Р-43 или Р-50).

Для экономии материалов в некоторых случаях целесообразно применять железобетонные шпоны вместо свай. При необходимости применения шпон, диаметр которых больше диаметра скважин, последний может быть увеличен путем взрывания камуфлетных зарядов или же с помощью расширителей скважин.

Сваи, работающие на изгиб, должны иметь возможно большую жесткость пропорциональную модулю упругости материала, из которого изготовлена свая, и моменту инерции ее сечения. Для увеличения

сопротивляемости свай изгибу верхние их концы прикрепляются в ненарушенном массиве анкерами. В связи с тем, что при изгибе нормальные напряжения, действующие в поперечном сечении конструкции, имеют максимальные значения у поверхности и равны нулю вдоль нейтральной оси конструкции, целесообразно применять сваи трубчатого сечения.

В зависимости от характера деформирования откоса, физико-механических характеристик пород и диаметра применяемых свай последние устанавливаются в один или несколько рядов.

При установке свай в один ряд на небольшом расстоянии друг от друга образуется сплошная свайная стенка, аналогичная шпунтовой. Такие стенки находят применение при сооружении искусственных улавливающих берм.

Если сваи устанавливаются в два-три ряда, образуется подобие подпорной стены шириной, равной расстоянию между первым и последним рядами свай. Для того чтобы все сваи работали как единое целое, верхние их концы соединяют железобетонным ростверком.

Подпорные и защитные стенки, контрфорсы из скальных пород. Массивные подпорные стены, применяемые в гидротехническом, дорожном и специальном строительстве находят ограниченное применение в практике открытых горных работ в силу присущих им недостатков, основными из которых являются:

а) трудоемкость возведения этих сооружений, требующих затрат материалов и рабочей силы;

б) высокая себестоимость укрепления (по сравнению со стоимостью укрепления способами);

в) относительно небольшая несущая способность, прямо пропорциональная ширине и массе стены;

г) большая масса, создающая дополнительную нагрузку на нижележащие уступы.

Подпорные стены относятся к сплошным сооружениям. Они создают единый фронт сопротивления сдвигающимся горным породам, поэтому их применяют для стабилизации оползней глинистых пород. Внутри оползня отсутствуют существенные силы взаимосвязи между частицами горных пород. Поэтому движение оползня может быть остановлено только сооружениями, создающими лобовое сопротивление. К тому же оползающие породы обычно значительно, увлажнены.

Подпорные стены могут оказать сопротивление оползню только в том случае, если ширина их больше фронта распространения оползня, а высота достаточна, чтобы предотвратить «перетекание» пород через стену; основание (фундамент) стены должно находиться вне зоны действия оползня, в горных породах, обладающих достаточным сопротивлением сдвигу с учетом веса стены и давления, оказываемого на нее оползнем; во

избежание скопления воды за подпорной стеной и тем самым создания дополнительных напоров, необходимо в подпорных стенах устанавливать на определенном расстоянии дренажные трубы.

Железобетонные подпорные стены рассчитывают на сдвиг и опрокидывание, они должны иметь достаточное сопротивление сдвигу по основанию. Конструктивно стены сооружают на прочном скальном или полускальном основании или же на свайных фундаментах [46].

В отличие от массивных железобетонных подпорных стен, защитные стенки имеют небольшую толщину (0,5 - 1,5 м). Они сооружаются для предотвращения локальных вывалов, обрушений ограниченного объема и осыпей в откосах, сложенных выветрелыми горными породами.

Устойчивость защитных стенок обеспечивается заделкой фундамента в основание укрепляемого уступа и анкерровкой верха стенки. Промежуточные анкеры устанавливаются для сокращения пролетов при наличии опасности возникновения больших по величине изгибающих моментов. В качестве анкеров применяются металлические штанги или тросовые тяжи (в зависимости от длины анкера). Защитными стенками этого типа укрепляются уступы трещиноватых скальных и полускальных пород.

Тонкие подвесные стенки толщиной 0,05 - 0,10 м сооружаются исключительно для предотвращения образования осыпей. Металлическая сетка навешивается на штанги длиной 1,5 - 2,5 м, предварительно установленные на определенном расстоянии друг от друга. Затем поверхность откоса покрывается набрызгбетоном. Эти стенки относятся к группе изолирующих покрытий поверхности откосов. Вариантом подвесной стенки является затяжка поверхности откоса сборными железобетонными плитами.

Контрфорсы, отсыпаемые из скальных пород, выполняют те же функции, что и подпорные стены, но, в отличие от последних, являются более дешевыми сооружениями (если скальная вскрыша добывается попутно). Им присущи и некоторые недостатки: большая собственная масса и большие площади, требующие значительной ширины берм, на которые отсыпаются контрфорсы, если отсыпка производится на заоткошенные уступы.

Для сохранения ширины берм производится частичная выемка рыхлых пород и замена их скальными. Эти работы ведутся в определенной последовательности с минимальным опережением выемки. Обычно контрфорсы не имеют фундаментов, но отсыпаются на специально подготовленное основание. Если в основании оползня залегают скальные или полускальные породы, то их рыхлят на глубину 1 - 1,5 м с помощью буровзрывных работ. При наличии слабых пород, поддающихся экскавации, делают выемку на такую же глубину таким образом, чтобы основание контрфорса не совпадало с поверхностью скольжения. Для

предотвращения сдвига в основании контрфорса может закладываться специально подготовленный свайный фундамент. Фундамент представляет собой ряд вертикальных свай, забитых в основание уступа не на полную длину. Выступающие на 2 - 2,5 м верхние концы свай перевязываются поперечными железобетонными ригелями. На это основание производится отсыпка скальной породы.

Дренаж воды через тело контрфорса обеспечивается удовлетворительно при содержании глинистых пород в материале отсыпки в пределах до 20%.

Для предотвращения фильтрационных деформаций уступов поверхность откосов уступов пригружается фильтрующим материалом - гравием, щебнем или скальными породами вскрыши. Это мероприятие предохраняет поверхность откоса от размыва сточными водами, препятствует выносу частиц пород подземными водами и развитию фильтрационных деформаций откосов. Отсыпка фильтрующего материала может производиться на заоткошенную поверхность уступа без выемки части рыхлых пород.

В этом случае пригрузка имеет в поперечном сечении форму треугольной призмы, а откос выполаживается. При выемке части рыхлых пород и замене их фильтрующим материалом угол откоса уступа чаще всего равен углу естественного откоса материала, из которого отсыпается пригрузка.

9.3 Механическое укрепление транспортной бермы на западном борту карьера «Коньрат»

На основе наблюдений за состоянием транспортной бермы на западном борту карьера «Коньрат» спрогнозирован механизм деформирования откоса уступа. Проведенный горно-геометрический анализ условий формирования призмы возможного обрушения позволил установить параметры деформирования откоса. Для обеспечения устойчивости транспортной бермы выполнен расчет и предложена технология укрепления опасного участка железобетонными сваями [48].

Решение задачи по выбору способа укрепления транспортной бермы основывается на базе изучения строения и прочности прибортового массива. Обследование фактического состояния бортов карьера показывает, что в скальных и полускальных трещиноватых массивах при вполне устойчивом состоянии всего борта наблюдаются локальные деформации уступов. Эти обрушения происходят в виде вывалов породных блоков по поверхностям ослабления естественного происхождения.

Изучение структурных особенностей прибортового массива на западном борту карьера «Коньрат» позволило выявить шесть систем трещин с геометрическими элементами залегания, приведенными в таблице 9.2.

Установлено, что устойчивость приоткосного массива обусловлена устойчивостью отдельных породных призм и пирамид, оконтуренных с одной стороны поверхностью откоса, а с другой – одной или несколькими поверхностями ослабления.

Таблица 9.2 – Системы трещин и элементы их залегания

Система трещин	Элемент залегания, градус	
	Простираие, α	Падение, λ
Система 1	298	72
Система 2	14	74
Система 3	338	79
Система 4	8	42
Система 5	75	75
Система 6	298	28

Проведенные наблюдения за состоянием транспортной бермы карьера «Коньрат» в зоне интенсивной трещиноватости позволили прогнозировать механизм деформирования откоса уступа. В результате длительного воздействия на приоткосные массивы атмосферных явлений (изменения температуры, паводковые воды, лёд, ветер) происходит увеличение ширины раскрытия трещин, рассекающих горные породы транспортной бермы. Сформировавшиеся системы трещин могут образовать призму возможного обрушения (клин сползания) вследствие значительного уменьшения прочностных характеристик (сцепление k' и угол внутреннего трения ρ') по поверхностям трещин.

Проведенный горно-геометрический анализ трещиноватости массива показывает, что в начале происходит обрыв блока по второй системе крутопадающих трещин $\lambda_2 = 74^\circ$ с углом простираия $\alpha_2 = 14^\circ$. Далее призма обрушения формируется по четвертой системе трещин продольного залегания $\alpha_4 = 8^\circ$ и угол падения $\lambda_4 = 42^\circ$, которая является наиболее опасной с точки зрения устойчивости.

Анализ сетки трещиноватости (рисунок 9.1) позволяет сделать вывод о том, призма возможного обрушения имеет ширину от 8 до 12 метров, что приводит к уменьшению ширины транспортной бермы до 18 метров.

С целью повышения устойчивости транспортной бермы и предотвращения развития деформаций по имеющимся трещинам, развивающимся в сторону железнодорожных путей, произведено укрепление бермы железобетонными сваями с жесткой арматурой.

Для расчета укрепления определяется величина дополнительного удерживающего усилия $\Delta T_{уд}$, которое необходимо приложить, чтобы обеспечить устойчивость уступа при нормативном коэффициенте запаса $n_H = 1,5$ и предотвратить деформацию транспортной бермы.

Расчет выполнен для самого ответственного участка с интенсивной трещиноватостью по вертикальному сечению, перпендикулярному простиранию откоса, где ширина транспортной бермы составляет 18 м.

Расчет устойчивости откоса в районе транспортной бермы с учетом укрепления железобетонными сваями определяется геометрическими параметрами призмы возможного обрушения и несущей способностью железобетонного сечения [48].

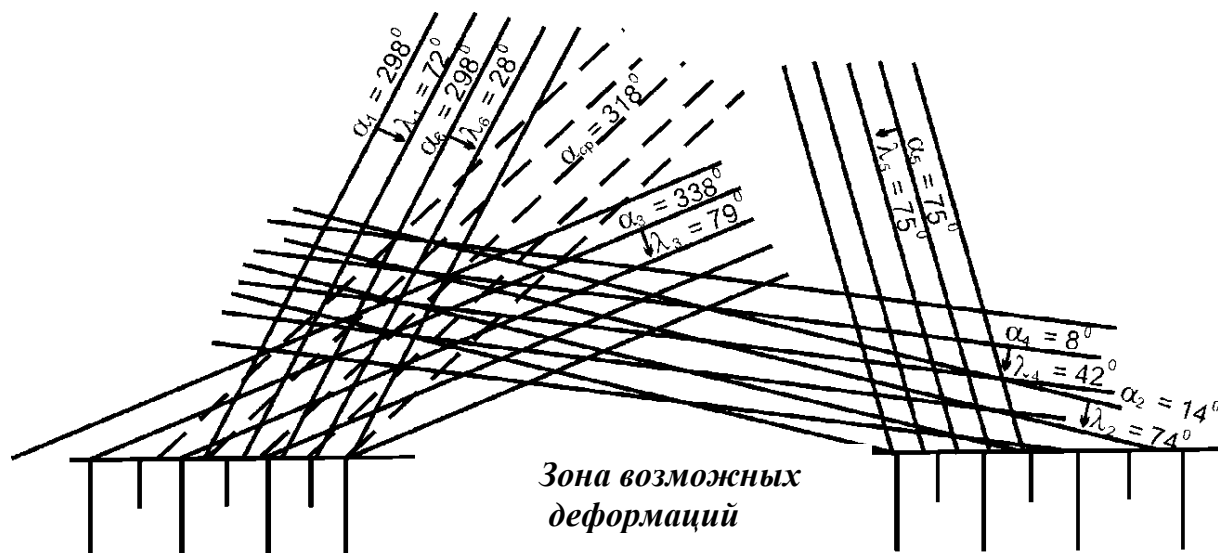


Рисунок 9.1 – Системы трещин на участке возможного обрушения

Схема расположения скважин и их пространственная ориентировка определяется соответствующим расчетом на прочность и элементами залегания выявленных систем трещин (рисунок 9.2).

Сеть укрепляющих свай размером 4x4 м имеет следующий вид: ближайшие к железнодорожным путям ряды свай могут быть наклонными (рисунок 9.3) под углом 75^0 для создания призмы упора для вышележащих горизонтов, а крайние ряды укрепляющих свай – вертикальными.

При этом диагонально расположенные системы трещин (1, 3, 6) укреплены по среднему простиранию под углом 48^0 к оси транспортной бермы. Для укрепления четвертой системы трещин, имеющей самый большой удельный вес в прогнозируемой призме обрушения, сваи расположены в пространстве под углом 82^0 к оси транспортной бермы.

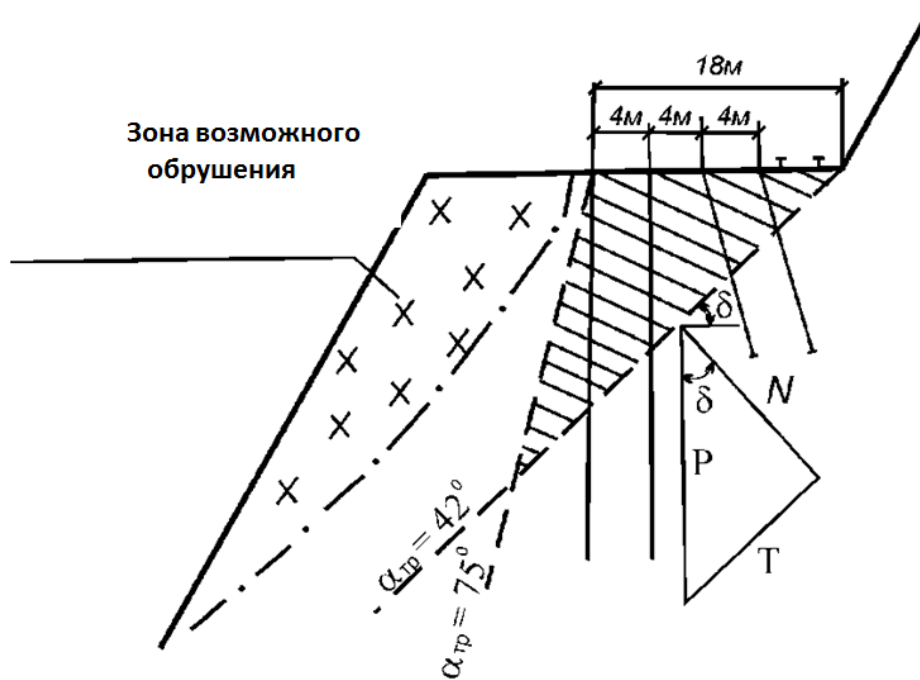


Рисунок 9.2 – Расчетная схема укрепления участка транспортной бермы

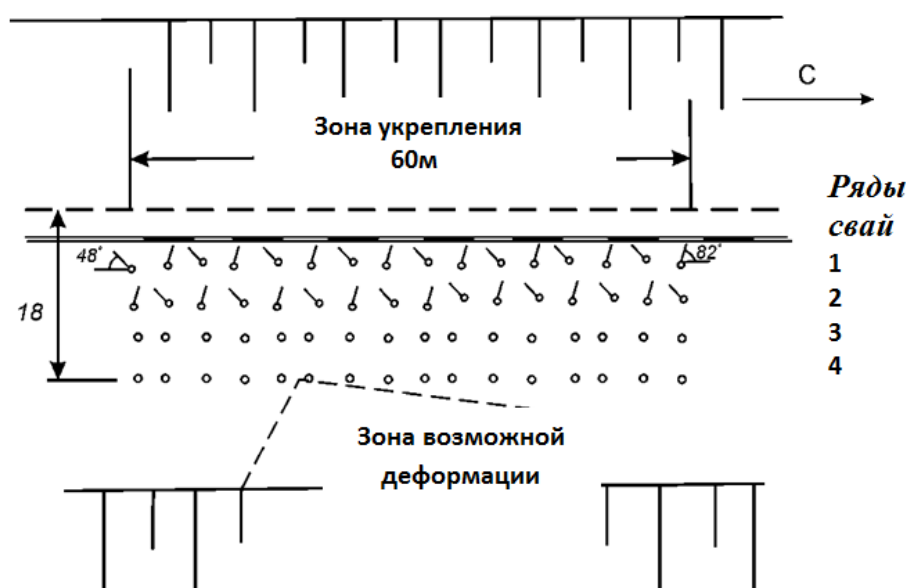


Рисунок 9.3 – Схема расположения свай на участке деформаций

В качестве жесткой арматуры свай использованы бывшие в употреблении железнодорожные рельсы типа Р-33, Р-50, Р-65. Укрепление железобетонными сваями участка транспортной бермы, рассеченного сетью трещин, обеспечило устойчивое состояние опасного участка и предотвратило развитие деформаций.

9.4 Искусственное упрочнение массива

Упрочнение массива горных пород на ослабленных участках достигается введением в трещины массива веществ, которые после отвердевания и схватывания с породой значительно повышают ее характеристики сопротивления сдвигу. Введение упрочняющего вещества в массив осуществляется под давлением, а в качестве упрочняющегося материала применяются цементные растворы, силикаты и полимерные смолы [48].

Наибольшее распространение среди методов упрочнения получила цементация горных пород. Цементация производится при проведении выработок в водоносных породах, укреплении неустойчивых и нарушенных массивов. Область ее применения - массив, сложенный породами от сильнотрещиноватых скальных и полускальных до крупнозернистых песков и галечников при наличии в породах трещин шириной не менее 0,15 - 0,20 мм, обеспечивающих доступ цементного раствора в трещину. Породы должны обладать удельным водопоглощением не менее 0,01 л/мин.

Наилучший эффект цементации достигается в трещиноватых породах (песчаниках, глинистых и песчанистых сланцах, известняках, гранитах, гранито-гнейсах, габбро, аргиллитах, алевролитах и т. д.) при отсутствии в трещинах глинистого заполнения. Цементация в гидротехническом строительстве применяется не только для создания гидроизоляционных завес в основаниях плотин, но и как метод укрепления породного массива. Посредством цементации достигается прочное сопряжение тела плотины с берегом реки и образование надежного упора до заполнения верхнего бьефа.

Цементные растворы нагнетаются в массив через скважины и должны иметь сроки застывания, обеспечивающие его проникновение по трещинам на проектное расстояние. Время схватывания цемента с породой регулируют путем добавления в раствор соды, хлористого кальция и других веществ.

Одним из условий, препятствующих цементации, является слабая сопротивляемость действию агрессивных вод. Некоторые подземные воды содержат растворимые минеральные соли и кислоты, которые вызывают коррозию цемента и бетона.

Глинизация применяется для заполнения пустот в карстовых породах и в породах с крупной трещиноватостью. К недостаткам этого способа можно отнести большой расход тампонажного материала, значительная продолжительность процесса, слабая сопротивляемость глинистого тампонажного камня внешнему давлению, нецелесообразность тампонажа тонких трещин. Достоинство способа: возможность использования

местного тампонажного материала (глины), способность противостоять действию агрессивных вод, разъедающих даже специальные бетоны.

Для укрепления породных массивов применяют также способ силикатизации - введение в массив силиката натрия и хлористого кальция. Так как проницаемость пород слишком мала, введение силикатов в массив может производиться электрохимическим методом. В этом случае внедрение растворов производится не за счет нагнетания их в скважины, а за счет создания разности электрических потенциалов между соседними скважинами.

Битумизация – заполнение пустот и трещин путем нагнетания в них расплавленного битума. В жидком состоянии битум проникает в трещины с раскрытием более 0,2 мм. Однако даже в твердом состоянии битум сохраняет пластичность и при определенном давлении начинает течь и выделяться из трещин.

Искусственное замораживание горных пород применяется при проходке шахтных стволов и других горных выработок в водоносных породах. Технологический процесс очень дорогостоящий и требует длительного времени.

Для упрочнения слабых обводненных песчано-глинистых пород применяют электрофизический метод-электроосмос, т.е. воздействие на породу постоянного тока, в результате чего происходит осушение массива, что повышает его прочностные характеристики.

В последние годы ведутся интенсивные исследования искусственного укрепления трещиноватых горных пород с помощью синтетических смол. Полимерные смолы играют роль синтетического клея, скрепляющего блоки горных пород, разбитых трещинами. Укрепляющие составы - это сложные смеси, включающие синтетическую смолу, отвердитель, ускорители схватывания, стабилизаторы, растворители, другие специальные добавки.

Для приготовления растворов используют различные смолы - фенолоальдигидные, аминоальдигидные, полиэфирные, эпоксидные, кремнийорганические, полиуретановые смеси и др.

Технология упрочнения горных пород нагнетанием скрепляющих составов апробирована на шахтах Донбасса, Кузбасса, на рудниках ПО «Апатит», Кривбассруда, Урала, Норильского, Кольского и других полиметаллических месторождений.

Технология инъекционного упрочнения широко применяется на горных предприятиях Германии, США, Великобритании, Франции, Японии, Чехии, Бельгии, на рудниках Канады, Индии, США, ЮАР и других стран.

Большой опыт по применению полимерных смол для укрепления слабых участков в массиве горных пород имеется, в частности, в Германии. Полимерные смолы применяются здесь для устранения

конвергенции, укрепления почвы в рыхлых породах, опережающего крепления горных выработок, заполнения пустот (куполов) в тоннелестроении, на рудниках и шахтах.

Наиболее перспективным материалом для упрочнения массива горных пород являются полиуретановые смолы. Они представляют собой материал, образующийся в результате реакции полиизоциантов с полиольными смолами. До смешивания компоненты представляют собой жидкости со сравнительно низкой вязкостью; при соединении компоненты некоторое время сохраняют свойства текучести, затем состав твердеет с увеличением в объеме. Основными достоинствами полиуретанов является большая прочность, низкая молекулярная дисперсность, позволяющая составу проникать в трещины с шириной раскрытия менее 0,01 мм, высокая прочность адгезионной связи («адгезия» от латинского слова *adhaesio* – прилипание) пограничного слоя «полимер – горная порода», высокий коэффициент вспенивания (от 1,5 до 8), низкая токсичность, приемлемое (от 3 до 45 мин) время гелеобразования. Обладая высокой проникающей способностью, упрочняющий состав, при нагнетании его под высоким давлением, заполняет 90 – 95 % всех имеющихся в массиве трещин. Затвердевший полиуретан обладает остаточной пластичностью, что дает возможность упрочняемому массиву деформироваться без разрушения и выдерживать сейсмические нагрузки. Вспениваясь, полиуретан создает дополнительный распорный эффект, что повышает связи между блоками массива и улучшает его прочностные свойства.

Отличительными особенностями полиуретана, определяющими его преимущества перед другими типами смол, являются высокая адгезия с породами при отверждении под давлением, регулируемое время потери текучести и набора прочности, экзотермический характер реакции полимеризации компонентов (саморазогрев) и остаточная пластичность, которая позволяет не терять связности упрочненных пород при взрывных работах и процессах сдвижения горных пород.

Перечисленные выше свойства полимерных полиуретановых смол указывают на целесообразность использования их для укрепления прибортового массива скальных и полускальных трещиноватых пород карьеров.

Современный подход к решению проблемы поддержания прибортовых массивов основывается на максимальном использовании собственной несущей способности окружающего массива. Одним из действенных путей повышения несущей способности скального массива, как известно, является упрочнение связей по трещинным контактам структурных блоков в глубине массива и приконтурной его части за счет инъекции синтетических смол или других видов связующих веществ, введение армирующих элементов или комбинированным способом. Это позволяет эффективно решать главные задачи разработки месторождений

полезных ископаемых – улучшение показателей извлечения полезного ископаемого, сокращение потерь и повышение безопасности ведения горных работ.

Следует отметить, что значительного опыта работ по упрочнению массива путем инъекций смол в Казахстане и странах СНГ на сегодняшний день нет. Эта проблема требует дополнительных теоретических и промышленно - экспериментальных исследований.

9.5 Смолоинъекционное упрочнение породных массивов

Сущность смолоинъекционного упрочнения состоит в том, что быстротвердеющие и обладающие повышенной проникающей способностью скрепляющие составы – химические растворы на основе полимерных смол при нагнетании их под высоким давлением в трещиноватые массивы проникают в поры и трещины и, отвердевая там, склеивают естественные отдельности, образуя прочно связанный (монолитный) массив, который не расслаивается и не обрушается. Такое скрепление между собой структурных отдельностей массива по существу представляет собой целенаправленное изменение механических свойств массива горных пород с переводом его в состояние, близкое к монолитному. При этом размеры зоны проникновения упрочняющих составов для трещиноватых массивов практически не ограничены и зависят от направления и протяженности трещин, глубины распространения и величины их раскрытия в массиве. По сравнению с цементными растворами составы на основе смол обладают большей проникающей способностью (могут заполнить трещины с шириной раскрытия менее 0,01 мм), а сроки их твердения и прочность могут изменяться в широких пределах. Химические растворы, имеющие вязкость, близкую к вязкости воды, способны легко ее вытеснить из пор и трещин массива. Прочное и надежное сцепление блоков-отдельностей массива между собой по склеенным трещинам обеспечивается благодаря высокой собственной прочности (когезия) и силе сцепления (адгезия) полимеров с массивом по поверхности трещин. Обладая высокой проникающей способностью, упрочняющие составы на основе синтетических смол способны при нагнетании под большим давлением заполнить до 90-95% всех имеющихся в массиве трещин [48].

Смолоинъекционное упрочнение для условий рудных месторождений с неустойчивыми трещиноватыми и в то же время крепкими породами и рудами представляет повышенный интерес и перспективу. Вместе с тем следует отметить, что геологические, гидрогеологические, горнотехнические условия, а также физико-химические свойства руд и вмещающих пород создают определенные трудности для применения

смолоинъекционного упрочнения. Основными причинами, затрудняющими процесс инъекции полимерных смол, являются незначительная пористость и слоистость руд и пород, повышенное содержание в них известково-глинистых и карбонатных веществ, которые могут повлиять на процесс кислотного отверждения смол, малое раскрытие трещин.

Для упрочения массива крепких трещиноватых пород, которыми представлено большинство рудных месторождений, эффективно применение синтетических смол, которые обладают достаточной прочностью, низкой (молекулярной) дисперсностью, позволяющей составу на основе смол проникать в тонкие поры и трещины с шириной раскрытия менее 0,01 мм.

Технология упрочнения пород синтетическими (карбамидными) смолами впервые была применена МХТИ им. Д.И. Менделеева и ВНИИ нефтегазпромом для изоляции пластовых вод путем создания водонепроницаемых экранов в нефтяных скважинах. Начиная с 1956 г. этой технологией занимается ИГД им. А.А. Скочинского [48].

Технология упрочнения пород нагнетанием скрепляющих составов на базе синтетических смол основана на создании двух-, трех- и более компонентных растворов химических композиций, соединение и перемешивание которых приводит к образованию твердого вещества с высокой адгезией к горным породам и другими физико-химическими и механическими свойствами, отвечающими требованиям горного производства. Отверждение соединяемых компонентов происходит в результате реакций полимеризации или поликонденсации, характерных для отверждения синтетических смол при введении отвердителей, затвердения минерального раствора водой или другими специальными растворами [48].

Опыт многих промышленно развитых стран свидетельствует, что вместо возведения традиционных видов крепи при подземной разработке месторождений во многих случаях целесообразно упрочнять ослабленный трещиноватостью приконтурный массив полимерными композициями, которые позволяют на контуре массива образовать монолитную оболочку с высокой несущей способностью.

В смолоинъекционной практике одним из важных критериев выбора и оценки способа упрочнения горных пород является размер трещин и сопоставимость этих размеров с размерами частиц упрочняющего раствора. Наиболее тонкие трещины, встречающиеся в горных породах, имеют величину раскрытия порядка 0,01 мм. Для успешного применения упрочняющих составов необходимо, чтобы размеры частиц упрочняющих веществ были в 2-3 раза меньше минимального раскрытия трещин. Достижение таких малых размеров укрепляющих частиц возможно при применении растворов химических веществ, в которых вещество

находится в молекулярном состоянии, и размеры частиц соизмеримы с размерами самих молекул. Следовательно, этому условию удовлетворяют только химические способы упрочнения.

Укрепляющие составы – это сложные смеси, включающие синтетическую смолу, отвердители, ускорители схватывания, стабилизаторы, растворители и другие специальные добавки.

По сравнению с цементными растворами полимерные составы обладают более высокой проникающей способностью, а длительность их твердения и другие физико-химические и механические характеристики можно изменять в широких пределах.

Укрепляющий состав, введенный под давлением в трещиноватый массив, остается некоторое время жидким, затем (после периода гелеобразования) он постепенно теряет текучесть, становится вязким и через непродолжительное время – жестким, нерастворимым и практически неплавким. Около 70% прочности сцепления с массивом этот материал набирает уже по истечении нескольких часов нагнетания растворов. При этом подача жидких компонентов скрепляющего состава в трещиноватый массив осуществляется при помощи специального технологического оборудования, включающего насосные нагнетательные установки, магистральные высоконапорные шланги, соединительную и запорно-смесительную арматуру.

Для приготовления растворов используют различные терморезистивные смолы – фенолальдегидные, аминоальдегидные, ненасыщенные полиэфирные, эпоксидные, кремнийорганические, полиуретановые смеси и другие.

Чаще всего применяют полиуретаны, которые могут многократно увеличивать свой объем, быстро твердеть, обладают пластичностью и высокой адгезионной способностью. Благодаря увеличению объема при вспенивании, полиуретан эффективно заполняет пустоты и трещины породного массива, однако стоимость его остается еще достаточно высокой.

В предварительный этап работ по упрочнению входят оценка трещиноватости горных пород, составление минералогических характеристик, назначение вида и рецептур состава, выбор технологического оборудования, установление параметров нагнетания (давление и темп нагнетания устанавливаются опытными нагнетаниями). Радиус распространения скрепляющего состава по трещинам массива каждый раз определяется экспериментально. На основе полученных данных задают параметры инъекционных шпуров или скважин на данном конкретном участке упрочнения.

В практике смолоинъекционного упрочнения горных пород различают три схемы инъектирования массива: предварительное, опережающее горно-проходческие работы, одновременное и последующее.

Предварительно горные породы укрепляют до проведения в них горных выработок или до начала добычных работ, что должно заблаговременно обеспечить благоприятные и безопасные условия ведения горных работ. Одновременное укрепление выполняют в процессе проведения выработок, и оно входит в состав проходческого цикла. Последующее укрепление применяют для упрочнения горных пород после того, как выработки уже пройдены.

По способу подачи ингредиентов и месту изготовления укрепляющих растворов также различают три технологические схемы: однорастворную, многорастворную и смешанную.

В первом случае раствор изготавливают заблаговременно до подачи его в массив, используя для этого специальную емкость, в которую подают, а затем перемешивают в ней отдельные компоненты. Согласно второй схеме, ингредиенты смеси подают отдельно, перемешивая их в инъекционной скважине (шпуре). Третья схема предусматривает подачу ингредиентов раствора непосредственно перед нагнетанием в специальный смеситель, откуда готовую смесь закачивают в массив.

Первая схема наиболее проста, но при ее использовании необходимо выбирать такое соотношение компонентов, при котором длительность гелеобразования смеси составляла бы не менее 30-40 мин. В противном случае часть заранее приготовленной порции может затвердеть до окончания нагнетания, что приведет к засорению используемого оборудования и выводу его из строя.

При одновременном нагнетании двух растворов трудно обеспечить тщательное перемешивание компонентов внутри инъекционного шпура, что ухудшает требуемое качество состава.

На практике чаще всего применяют смешанную схему нагнетания. Она позволяет легко изменять продолжительность процесса гелеобразования и технические свойства твердеющей смеси, при этом (по сравнению с однорастворной схемой) прочность сцепления пород повышается. При отдельном нагнетании смолы и отвердителя можно использовать менее мощные насосы. Инъекционные составы в массив обычно нагнетают насосами, развивающими давление от 3 до 30 МПа.

В последние годы разработаны безнасосные схемы инъектирования. В инъекционную скважину помещают специальные ампулы с ингредиентами укрепляющего состава, который проникает в массив за счет взрыва заряда ВВ, помещенного в эту же скважину, или за счет многократного увеличения объема смеси в замкнутом объеме скважины после механического разрушения ампул и перемешивания компонентов состава.

С точки зрения технического уровня и тенденций развития рассматриваемого вопроса зарубежный опыт инъекционного укрепления пород синтетическими смолами в настоящее время представляет большой интерес. Наиболее широко укрепление трещиноватых массивов с

помощью инъекций составов на основе синтетических смол используют при разработке угольных месторождений, однако в последние годы смолоинъекционные методы стали применять и при разработке руд черных и цветных металлов.

На угольных шахтах эти методы применяются для повышения устойчивости кровли очистных забоев, сопряжений лав со штреками, межслоевых пачек при разработке мощных пологих пластов, кровель и нависающих угольных массивов при разработке крутых пластов, повышения устойчивости горных пород в зонах геологических нарушений (в том числе под- и надработки пластов), переходах одних выработок другими и прочих ослабленных зон. При разработке месторождений нагнетание укрепляющих составов в породный массив позволяет упрочнять локальные и крупные участки рудников, очистные блоки, в первую очередь – трещиноватые массивы оснований блоков. При разработке залежей системами с обрушением – пород кровель, опорных и панельных целиков – при разработке системами с открытым очистным пространством, других участков и зон, требующих повышения устойчивости в целях обеспечения их несущей способности [48].

Эффективность применения полимерных составов для повышения устойчивости трещиноватых пород определяется, прежде всего, прочностью адгезионной связи пограничного слоя полимер - горная порода. В наибольшей степени этому требованию удовлетворяют эпоксидные смолы. В настоящее время, учитывая острую необходимость в эпоксидных смолах горнодобывающих отраслей, в США налажено производство более 130 их модификаций. Смолы на эпоксидной основе используют для упрочнения пород кровли выработок на угольных шахтах. В странах СНГ разработаны и выпускаются несколько марок эпоксидных смол, применяемых при укреплении кровли очистных камер и подготовительных выработок на шахтах НПО СУБР сталеполимерными и полимерными анкерами. Использование их в подземных условиях ограничено из-за высокой вязкости, большой стоимости и токсичности [48].

Выполненные МГГУ научно-экспериментальные исследования позволили установить область рационального применения метода смолоинъекционного упрочнения и на этой основе систематизировать возможные объекты упрочнения при разработке рудных месторождений. Применение на этих объектах технологии упрочнения пород нагнетанием скрепляющих составов в разработанных вариантах может дать высокие результаты.

Согласно выполненным исследованиям [48] инъекционное упрочнение целесообразно в горных породах, имеющих собственную прочность хотя бы на молекулярном уровне. К ним относятся все крепкие

трещиноватые, средней крепости горные породы, включая сланцы, песчаники и т.п.

Смолами могут быть упрочнены трещиноватые массивы со среднеблочной и мелкоблочной структурой, слабым взаимным зацеплением отдельностей размером до 0,5 м, с интенсивностью трещиноватости от 0,1 мм/м и более, шириной раскрытия трещин от 0,01 мм, удельным водопоглощением от 0,01 л/мин и выше, реометрической проницаемостью пород от 0,15 МПа/(м*мин) и выше.

Некоторые результаты по смолоинъекционному упрочнению тонкотрещиноватых массивов, сложенных щелочными породами описаны в работе [48].

Проведенные исследования позволяют рекомендовать для инъектирования в тонкотрещиноватые щелочные массивы разбавленные растворы на основе смолы КФ-Ж и отвердителя Fe Cl₃. Использование в качестве основы для выбора режимов нагнетания показателя эквивалентного открытия трещин имеет ряд преимуществ перед используемым коэффициентом структурного ослабления и интенсивностью трещиноватости, так как этот показатель является комплексным и отражает истинные фильтрационные характеристики естественной и технологической трещиноватости и ее изменение в глубь массива.

В целом можно отметить, что наибольший упрочняющий эффект обеспечивают полимерные смолы, обладающие гомогенной структурой и высокой проникающей способностью, лучшей адгезией с породами при отвердении. Поэтому они могут считаться наиболее перспективными при решении задач повышения устойчивости горных пород способом инъекционного упрочнения. Из всех полимерных смол для этой цели наиболее эффективными являются полиуретановые и карбамидные смолы.

Смолоинъекционное упрочнение находится на стадии активного развития и, во-первых, весьма разнообразны сами методы и способы, во-вторых, заметна тенденция разработки все новых и новых укрепляющих веществ с улучшенными физико-механическими характеристиками и другими химико-техническими показателями. Интенсивное развитие новых научных направлений и идей в технических и технологических решениях, касающихся методов и средств упрочнения горных массивов, в перспективе должно привести к более эффективным мерам в области смолоинъекционного упрочнения прибортовых массивов на карьерах и рудниках.

Укрепление прибортового массива горных пород синтетическими смолами – это новое направление в теории и практике управления устойчивостью карьерных откосов.

Идея укрепления смолами связана с научно-техническим прогрессом в области химических технологий во второй половине XX века. Это

позволило, с одной стороны, получать полимеры с заданными свойствами и, с другой стороны, производство смол в промышленных масштабах привело к снижению их стоимости, что сделало возможным широкое применение синтетических материалов в горной промышленности для решения задач укрепления породных массивов.

9.6 Разработка методики расчета параметров укрепленных откосов

Разработаны методика расчета устойчивости укрепленного откоса в изотропном и анизотропном массивах и методика расчета параметров зоны укрепления прибортового массива горных пород при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Для анизотропного массива рассмотрены два частных случая, имеющие широкое практическое применение – подрезка горными работами согласноподпадающей системы трещин и подрезка горными работами двух наклонно-залегающих диагональных плоскостей ослабления. Помимо методики расчета устойчивости для указанных расчетных схем решена задача определения необходимой длины укрепления потенциальной поверхности скольжения (либо необходимой площади укрепления в случае объемной задачи - двух наклонно-залегающих диагональных плоскостей ослабления) для достижения необходимого значения коэффициента запаса устойчивости. Решение этой задачи является основой для определения параметров зон укрепления прибортового массива.

9.6.1 Расчет параметров укрепленных откосов в однородном массиве

Для откоса с параметрами H и α в изотропном массиве с физико-механическими характеристиками k и ρ по методике ВНИМИ [1, 58] строим кругло-цилиндрическую поверхность скольжения и определяем коэффициент запаса устойчивости как отношение удерживающих и сдвигающих сил, действующих по данной поверхности:

$$n = \frac{\sum T_{уд}}{\sum T_{сдв}}, \quad (9.1)$$

В случае если значение коэффициента запаса меньше проектного ($n < n_{пр}$), откос находится в неустойчивом состоянии, существует дефицит удерживающих сил. Для сохранения геометрических параметров откоса возникает необходимость в укреплении породного массива, целью

которого является увеличение удерживающих сил, действующих по поверхности скольжения.

Предположим, что в результате смолоинъекционного упрочнения горных пород приоткосного массива в произвольной области G (рисунок 9.4) достигнуто увеличение связности укрепленных пород на величину

$$\Delta k = k_y - k, \quad (9.2)$$

где k_y – сцепление пород укрепленного массива, МПа.

Сцепление массива, упрочненного полиуретановой смолой k_y , можно определить по формуле

$$k_y = k_0 + (k_{см} - k_0) \cdot \lambda, \quad (9.3)$$

где $k_{см}$ – сцепление смолы, МПа;

k_0 – сцепление ненарушенного массива до укрепления, МПа;

λ – коэффициент, отражающий нарушенность массива.

$$\lambda = V_{тр} / V_{общ}, \quad (9.4)$$

где $V_{тр}$ – объем трещин в общем объеме образца $V_{общ}$ породы.

Внутри области упрочнения G находится участок поверхности скольжения длиной l . После укрепления массива в области G сумма удерживающих сил будет равна

$$\Sigma T_{y\partial}^y = \Sigma T_{y\partial} + \Delta k \cdot l, \quad (9.5)$$

а сумма сдвигающих сил останется без изменения: $\Sigma T_{сдв}^y = \Sigma T_{сдв}$.

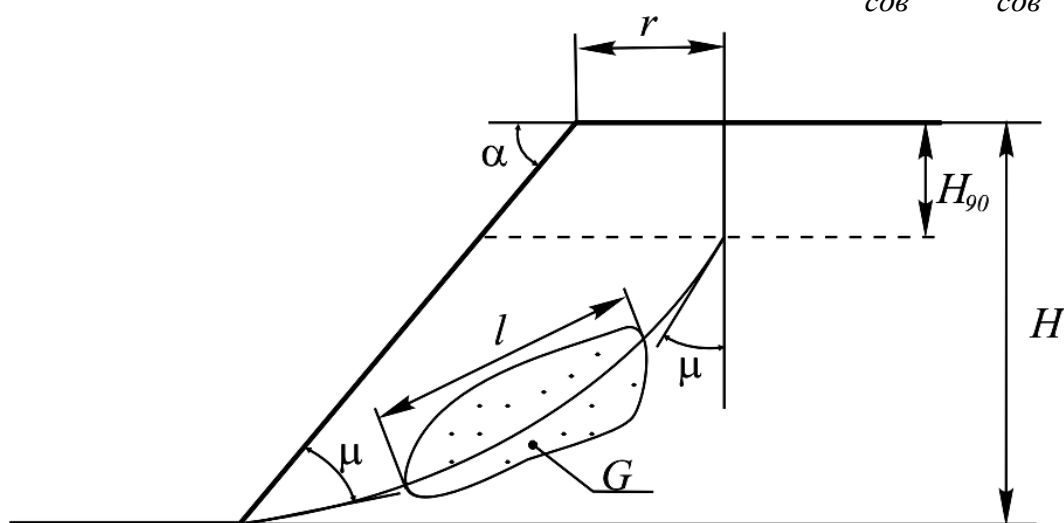


Рисунок 9.4 – Расчетная схема смолоинъекционного укрепления откоса в изотропном массиве

Тогда коэффициент запаса устойчивости, определенный для рассматриваемой поверхности скольжения, после укрепления массива внутри области G будет равен

$$n_y = \frac{\sum T_{y\delta}^y}{\sum T_{c\delta v}^y} = \frac{\sum T_{y\delta} + \Delta k \cdot \ell}{\sum T_{c\delta v}} ; \text{ или } n_y = n + \frac{\Delta k \cdot \ell}{\sum T_{c\delta v}} . \quad (9.6)$$

Обозначив $a = \frac{\Delta k}{\sum T_{c\delta v}}$, получим $n_y = n + a \cdot \ell$.

Последнее равенство позволяет сделать следующие выводы [68, 48]:

- коэффициент запаса устойчивости укрепленного откоса, определенный для рассматриваемой поверхности скольжения, линейным образом зависит от длины участка укрепления;

- коэффициент запаса устойчивости укрепленного откоса, определенный для рассматриваемой поверхности скольжения, не зависит от выбора местоположения участка укрепления на данной поверхности (призма упора либо призма активного давления).

В предельном случае, когда вся поверхность скольжения находится в укрепленной зоне ($\ell = L$), получим

$$n_{y \max} = n + a \cdot L . \quad (9.7)$$

График зависимости коэффициента запаса устойчивости откоса от длины укрепляемой части поверхности скольжения представлен на рисунке 9.5.

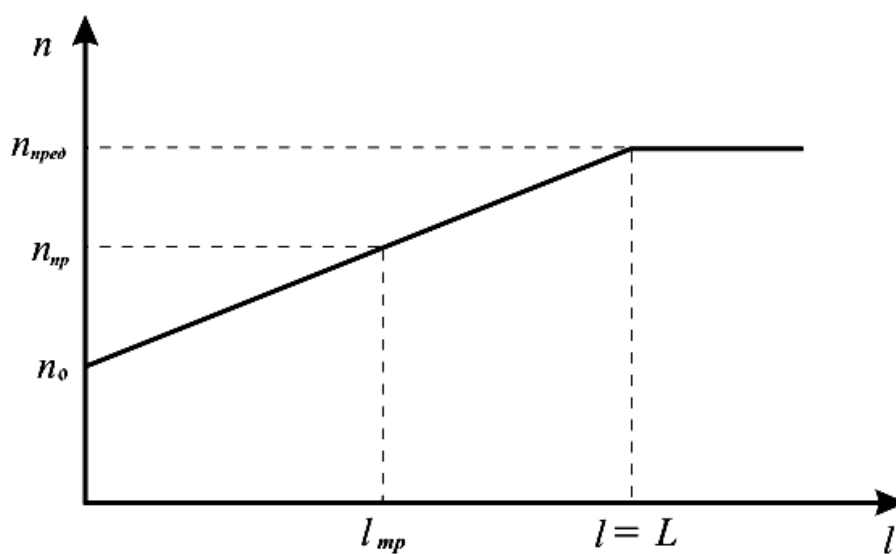


Рисунок 9.5 – График зависимости коэффициента запаса устойчивости откоса от длины укрепляемого участка поверхности скольжения

Построим семейство поверхностей скольжения (рисунок 9.6) с перебором по ширине призмы возможного обрушения от r_{\min} до r_{\max} с шагом

$$\Delta r = \frac{r_{\max} - r_{\min}}{N}, \quad (9.8)$$

где r_{\min} и r_{\max} - минимальное и максимальное значения бермы, при которых коэффициенты запаса по соответствующим поверхностям скольжения соответствуют проектным значениям, m ;

N – число итераций.

Внутри области определяются коэффициенты запаса для каждой поверхности и находится минимальное значение коэффициента запаса устойчивости и соответствующее ему значение ширины бермы $r_{\text{кр}}$.

Из схемы (рисунок 9.6) видно, что область укрепления G целесообразно располагать в нижней части откоса – в области призмы упора, так как область потенциальных линий скольжения концентрируется к подошве уступа и равная по эффективности зона укрепления, расположенная в верхней части откоса, должна иметь в 2-3 раза больший объем, нежели расположенная внизу.

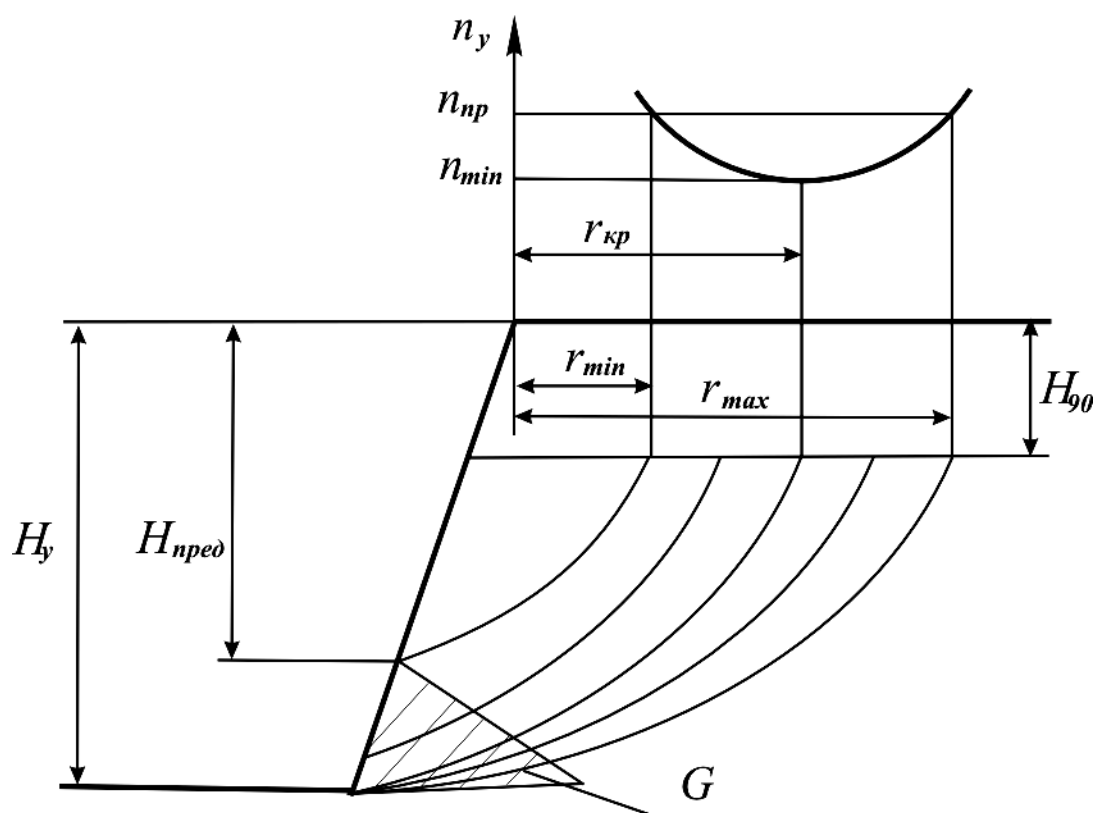


Рисунок 9.6 – Схема к определению оптимального местоположения зоны укрепления откоса

Для определения необходимых размеров области укрепления воспользуемся равенством (9.3).

Приравнявая значение коэффициента запаса укрепленного откоса к нормативному (проектному) значению, получим

$$n_{np} = n + a \cdot \ell. \quad (9.9)$$

Откуда минимальная длина участка поверхности скольжения, подлежащая укреплению, равна

$$\ell_{\min} = \frac{n_{np} - n}{a}. \quad (9.10)$$

Определение размеров зоны укрепления должно быть произведено по минимальному значению коэффициента запаса, т.е. $n = n_{\min}$.

Параметры зоны укрепления определяются по следующей методике [48]:

- производится расчет коэффициента запаса устойчивости проектируемого борта карьера, значение которого позволяет сделать вывод о необходимости укрепления прибортового массива;

- определяется высота откоса, при которой минимальный коэффициент запаса устойчивости будет равен нормативному значению, с этой глубины прибортовой массив необходимо укреплять;

- из всех поверхностей скольжения выделяются две поверхности – одна с минимальным значением коэффициента запаса устойчивости, а другая – поверхность, за пределами которой коэффициент запаса устойчивости принимает значения больше нормативного;

- определяется необходимая длина укрепления по наиболее опасной поверхности скольжения.

Укрепляемая зона располагается в нижней части откоса в призме упора и имеет в сечении треугольную форму: одна сторона треугольника лежит на поверхности откоса от основания до минимальной устойчивой высоты; другая сторона начинается с точки минимальной устойчивой высоты на откосе, проходит через точку, находящуюся на расстоянии необходимой длины укрепления по наиболее слабой поверхности скольжения и заканчивается на поверхности скольжения с нормативным коэффициентом запаса устойчивости.

9.6.2 Расчет параметров укрепления откосов в трещиноватом массиве горных пород при согласнопadaющей системе трещин

Реальные откосы характеризуются сложностью и многообразием слагающих их горных пород, наличием неблагоприятно расположенных с точки зрения устойчивости контактов горных пород и поверхностей ослабления, согласнопadaющих систем трещин, ослабляющих прочность приоткосного массива и создающих угрозу обрушения откоса.

Рассмотрим схему определения устойчивости откоса при подрезке согласнопadaющей системы трещин (рисунок 9.7) для случая, когда $\alpha > \lambda > \rho$ [68, 48].

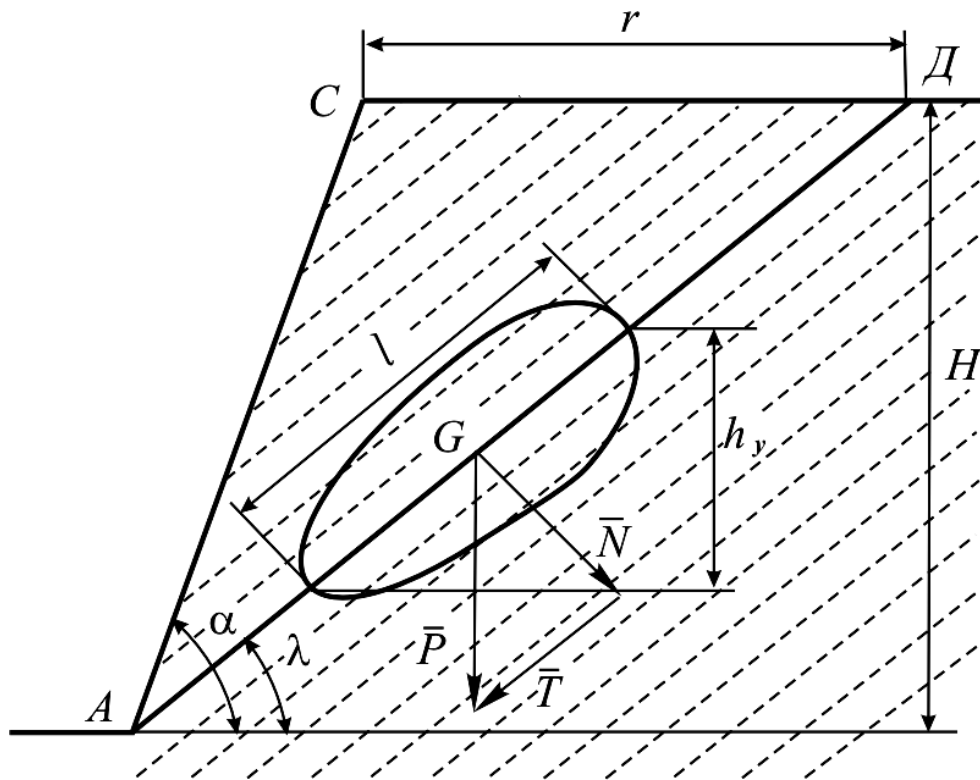


Рисунок 9.7 – Расчетная схема устойчивости укрепленного откоса при подрезке горными работами согласнопadaющей системы трещин

Вес призмы возможного обрушения

$$P = m \cdot g = \frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2}. \quad (9.11)$$

Разложим вес на нормальную и касательную составляющие по линии возможного обрушения

$$N = P \cdot \cos \lambda, \quad T = P \cdot \sin \lambda. \quad (9.12)$$

Тогда, сдвигающие и удерживающие силы, действующие по линии возможного обрушения (АД), равны

$$\Sigma T_{cdв} = T = \frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \sin \lambda, \quad (9.13)$$

$$\Sigma T_{yд} = N \cdot \operatorname{tg} \rho' + k' \cdot |AD| = \frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \cos \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' + k' \cdot \frac{H}{\sin \lambda}. \quad (9.14)$$

Коэффициент запаса устойчивости определяется по формуле (9.6), где после подстановки значений $\Sigma T_{yд}$ и $\Sigma T_{cdв}$ получим равенство

$$n = \operatorname{ctg} \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' + \frac{2k'}{r \cdot \gamma \cdot g \cdot \sin^2 \lambda}. \quad (9.15)$$

В случае если значение коэффициента запаса менее проектного ($n < n_{пр}$), откос находится в неустойчивом состоянии и возникает необходимость в укреплении откоса. В результате смолонъекционного упрочнения горных пород в произвольной области G приоткосного массива достигнуто увеличение связности укрепленных пород на величину

$$\Delta k = k_y - k, \quad (9.16)$$

где k_y – сцепление пород укрепленного массива, МПа.

По аналогии с откосом в изотропном массиве, коэффициент запаса устойчивости, определенный для рассматриваемой поверхности скольжения, после укрепления массива внутри области G будет равен

$$n_y = n + \frac{\Delta k \cdot \ell}{\Sigma T_{cdв}}, \quad \text{или} \quad n_y = n + a_1 \cdot \ell, \quad \text{где} \quad a_1 = \frac{\Delta k}{\Sigma T_{cdв}}. \quad (9.17)$$

Минимальная длина участка поверхности скольжения, подлежащая укреплению, определяется из выражения (9.10).

Для определения параметров устойчивого откоса рассмотрим равновесие призмы АСД. Из условия равновесия ($n = 1$) $\Sigma T_{cdв} = \Sigma T_{yд}$ получим

$$\frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \sin \lambda = \frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \cos \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' + k' \cdot \frac{H}{\sin \lambda}. \quad (9.18)$$

Сократим обе части равенства на $H/2$

$$r \cdot \gamma \cdot g \cdot \sin \lambda = r \cdot \gamma \cdot g \cdot \cos \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' + \frac{2k'}{\sin \lambda}. \quad (9.19)$$

Откуда величина ширины призмы возможного обрушения равна

$$r = \frac{2k' \cdot \cos \rho'}{\gamma \cdot g \cdot \sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho')}. \quad (9.20)$$

Из геометрии исследуемой схемы вытекает соотношение

$$H \cdot \operatorname{ctg} \alpha = H \cdot \operatorname{ctg} \lambda - r, \quad (9.21)$$

из которого величина угла откоса

$$\alpha = \operatorname{arcctg} \left(\operatorname{ctg} \lambda - \frac{r}{H} \right) \quad (9.22)$$

и высота откоса

$$H = \frac{r}{\operatorname{ctg} \lambda - \operatorname{ctg} \alpha}. \quad (9.23)$$

В случае укрепления откоса в области G и увеличения связности горных пород по слабым контактам на величину $\Delta k'$, условие равновесия примет вид

$$\frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \sin \lambda = \frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \cos \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' + k' \cdot \frac{H}{\sin \lambda} + \Delta k' \cdot \ell. \quad (9.24)$$

Для удобства введем обозначение $\eta = \frac{h_y}{H}$, где h_y – вертикальная проекция укрепленного участка линии возможного обрушения, м.

$$\text{Тогда } \ell = \frac{\eta \cdot H}{\sin \lambda}.$$

Подставив в (9.24), получим

$$\frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \sin \lambda - \frac{r \cdot H \cdot \gamma \cdot g}{2} \cdot \cos \lambda \cdot \operatorname{tg} \rho' = k' \cdot \frac{H}{\sin \lambda} + \Delta k' \cdot \frac{\eta \cdot H}{\sin \lambda}. \quad (9.25)$$

Сократим обе части равенства на $H/2$ и произведем необходимые преобразования, в результате которых определим величину ширины призмы возможного обрушения укрепленного откоса

$$r_y = \frac{2(k' + \eta \cdot \Delta k') \cdot \cos \rho'}{\gamma \cdot g \cdot \sin \lambda \cdot \sin(\lambda - \rho')}. \quad (9.26)$$

Формулы для определения высоты и угла укрепленного откоса будут выглядеть аналогично (9.22) и (9.23)

$$\alpha_y = \operatorname{arccctg} \left(\operatorname{ctg} \lambda - \frac{r_y}{H_y} \right), \quad (9.27)$$

$$H_y = \frac{r_y}{\operatorname{ctg} \lambda - \operatorname{ctg} \alpha_y}. \quad (9.28)$$

9.6.3 Расчет параметров укрепления откосов при подрезке системы согласнападающих диагональных поверхностей ослабления

Смещение призмы обрушения возможно по направлению линии пересечения поверхностей ослабления при условии $\psi > \rho$ (рисунок 9.8).

Коэффициент устойчивости клина обрушения (при предположении, что $k_1 = k_2 = k'$) вычисляется по формуле

$$n_y = \frac{P \cdot \cos \psi \cdot \operatorname{tg} \rho' + k' \cdot (S_1 + S_2)}{P \cdot \sin \psi}, \quad (9.29)$$

где, ψ - угол падения линии пересечения плоскостей ослабления,

S_1 и S_2 - площади поверхностей призмы обрушения по первой и второй поверхностям ослабления, м^2 ,

P – вес призмы обрушения, Н.

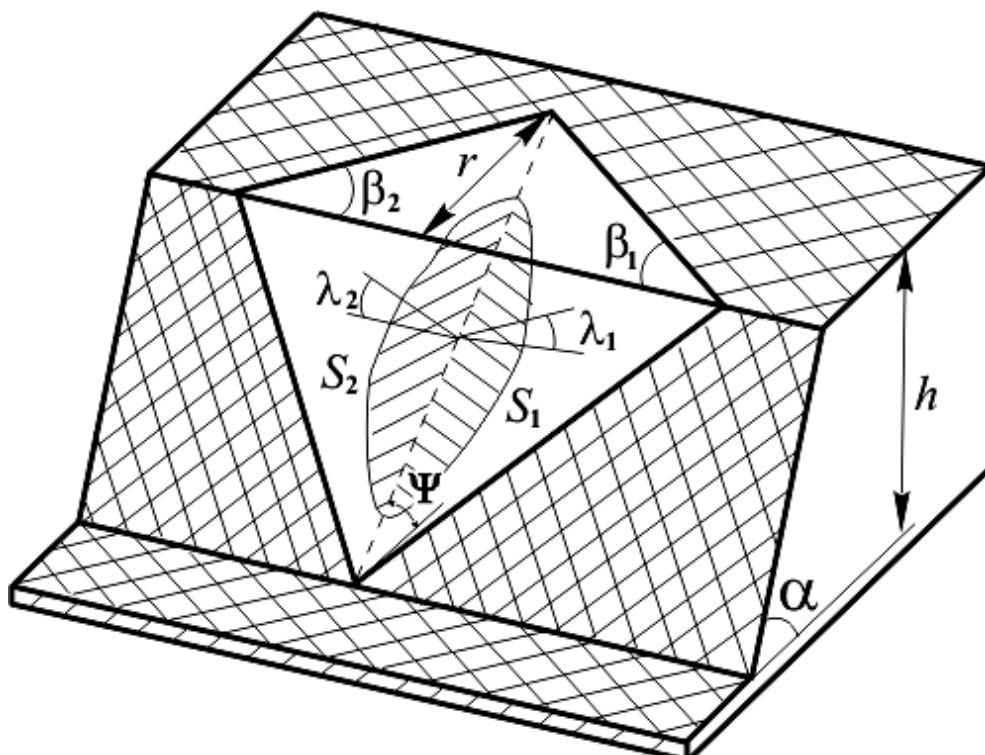


Рисунок 9.8 – Расчетная схема устойчивости карьерного откоса с двумя согласопадающими диагональными поверхностями ослабления

Если в результате смолоинъекционного упрочнения горных пород в произвольной области G приоткосного массива, пересекаемой плоскостями возможного обрушения, достигнуто увеличение связности горных пород по слабым контактам на величину $\Delta k' = k'_y - k'$, то коэффициент устойчивости укрепленного клина будет равен

$$n_y = \frac{P \cdot \cos \psi \cdot \operatorname{tg} \rho' + k' \cdot (S_1 + S_2) + \Delta k' \cdot S_y}{P \cdot \sin \psi}, \quad (9.30)$$

где S_y – площадь пересечения плоскостей скольжения призмы обрушения с областью упрочнения, м^2 .

Формулу (9.30) можно представить в виде

$$n_y = n_0 + b \cdot S_y, \quad (9.31)$$

где $b = \frac{\Delta k'}{P \cdot \sin \psi}$;

n_0 – коэффициент запаса устойчивости откоса без упрочнения.

Таким образом, аналогично вышерассмотренным схемам, коэффициент запаса устойчивости клина при двух наклонно залегающих диагональных поверхностях ослабления линейным образом зависит от площади укрепления поверхностей скольжения.

В предельном случае, когда $S_y = S_1 + S_2$, получим

$$n_{y \text{ пред}} = \frac{P \cdot \cos \psi \cdot \operatorname{tg} \rho' + k'_y \cdot (S_1 + S_2)}{P \cdot \sin \psi} . \quad (9.32)$$

Из равенства (9.31) можно определить требуемую площадь укрепления поверхностей обрушения клина

$$S_{y \text{ тр}} = \frac{n_{np} - n_0}{b} . \quad (9.33)$$

9.6.4 Расчет параметров бортов карьера «Нурказган» с применением смолоинъекционного укрепления

В соответствии с заданием Жезказганского проектного института произведено обоснование параметров устойчивых бортов карьера «Нурказган» глубиной 600 м для проектных углов бортов 60 - 62°.

Решение данной задачи производилось по изложенной методике. На первом этапе определены предельные высоты свободных (неукрепленных) откосов с учетом их криволинейности в плане. Для проектирования приняты углы откосов северного и южного бортов карьера равными 60°, а западного и восточного 62°. Расчеты показали, что высота неукрепленного северного борта составляет 276 м, восточного – 286 м, южного борта – 314 м, западного – 282 м. Ниже этих пределов должно быть произведено укрепление.

На следующем этапе обоснованы величины зон укрепления. Для принятых проектных углов наклона бортов (52°) без учета поправки за влияние бокового распора из-за кривизны борта в плане по каждому разрезу определена длина укрепления по наиболее слабой поверхности скольжения. Эта величина составила: для северного борта – 147 м, для восточного – 143 м, для южного – 128 м, для западного 143 м.

Область укрепления восточного борта представлена на рисунке 9.9.

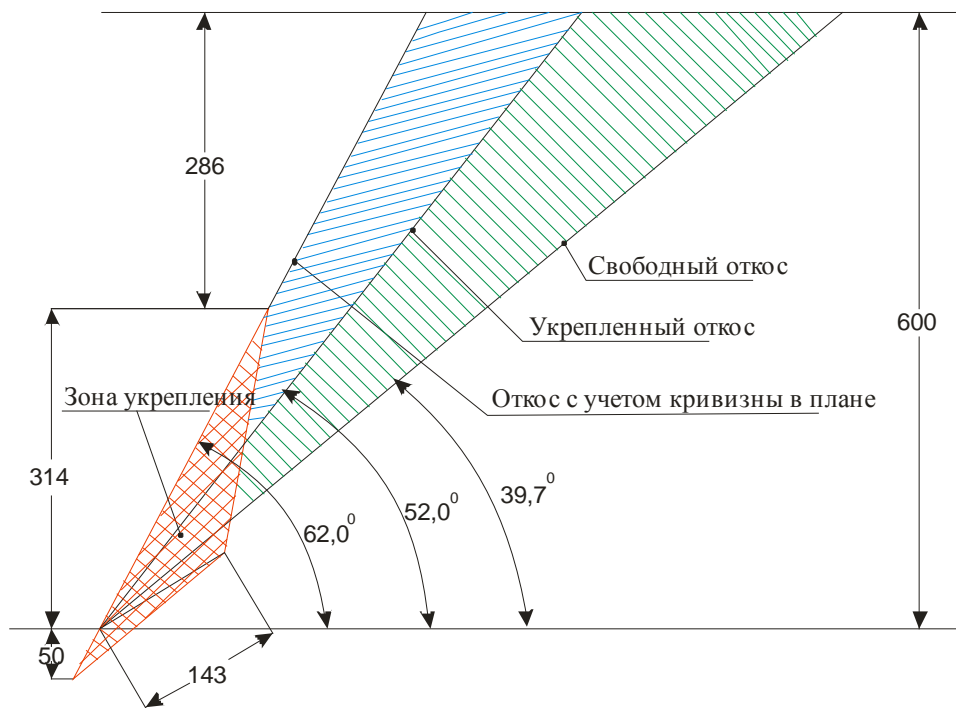


Рисунок 9.9 – Параметры зоны укрепления восточного борта карьера Нурказган

Результаты расчетов параметров устойчивых бортов карьера в свободном и укрепленном состоянии с учетом кривизны в плане приведены в таблице 9.3.

Таблица 9.3 – Результаты расчетов устойчивости бортов карьера

Борт карьера разрез	H_{90} , м	Средневзвешенные значения			$k_{укр,2}$ т/м ²	$l_{укр}$, м	$\Delta\alpha$, град ус	Углы наклона борта α , градус		
		$k_{ср,2}$ т/м ²	$\rho_{мв}$ град ус	γ , тн/м ³				Без укреп- ления α	С укреп- лением α_y	С учетом кривиз- ны в плане $\alpha_{ку}$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Северный 13-13	56,0	40,6	28	2,74	307,3	128	8	39,3	52	60
Восточ- ный 7-7	58,0	42,1	28	2,74	308,8	113	10	39,7	52	62
Южный 13-13	64,0	46,0	28	2,72	312,7	103	8	40,8	52	60
Западный 7-7	57,2	41,2	28	2,72	307,9	113	10	39,5	52	62

Ориентировочно объем укрепления V_y равен 38 млн m^3 . Общий расход смолы по карьере – 22,7 тыс. m^3 . Затраты на смолу составляют порядка 90 млн дол. США, в то время как сокращение вскрыши за счет укрепления – 291,3 млн m^3 и экономия на вскрыше составит порядка 300 млн дол. США [48].

9.6.5 Оценка экономической эффективности и обоснование оптимальных параметров укрепления прибортового массива

Смолоинъекционное упрочнение прибортового массива представляет собой весьма дорогостоящее и затратное мероприятие. Однако затраты, связанные с укреплением массива, позволяют увеличивать угол наклона борта, что приводит к сокращению объема вскрышных работ и, следовательно, к экономическому эффекту за счет сокращения объема вскрыши [48].

Для оптимизации параметров технологии разработки месторождений с построением откосов бортов с коэффициентами запаса ниже проектных значений за счет упрочнения массива горных пород, необходимо решить задачу определения оптимальных параметров конструкции бортов, при которых разность экономии затрат на вскрышных работах, связанная с увеличением угла наклона борта, и затрат на укрепление массива достигнет максимального значения.

Очевидно, что затраты на вскрышные работы, так же как и затраты на укрепление прибортового массива, зависят от угла наклона борта при заданной высоте откоса.

Определим функцию прибыли от укрепления как разность экономии затрат на вскрышных работах и затрат на укрепление массива.

$$П(\alpha) = ЭЗВ(\alpha) - ЗУ(\alpha). \quad (9.34)$$

Задача определения максимума функции дополнительной прибыли может быть решена итерационным способом, когда при заданной проектной высоте борта определяется проектный угол наклона (с нормативным коэффициентом запаса устойчивости за счет естественной прочности массива). Далее с определенным шагом увеличиваем угол наклона борта, при этом коэффициент запаса устойчивости становится меньше нормативного значения. Согласно методике, изложенной выше, определяем размеры зоны укрепления для достижения нормативного значения коэффициента запаса. Для каждого варианта, определяемого углом наклона борта, рассчитываем экономию затрат на вскрышных работах и затраты на укрепление массива.

Из всех рассмотренных вариантов принимаем вариант с максимальной дополнительной прибылью.

Экономия затрат на вскрышу пропорциональна уменьшению объема вскрышных работ

$$\text{ЭЗВ}(\alpha) = cV(\alpha), \quad (9.35)$$

где c - экономический коэффициент, выражающий затраты на 1 м^3 вскрыши, тенге/ м^3 .

Из схемы, приведенной на рисунке 9.10, следует

$$dV = 1 dS = \frac{H^2}{2 \sin^2 \alpha} d\alpha. \quad (9.36)$$

Интегрируя от α_{np} до α , получим

$$V(\alpha) = \frac{H^2}{2} \int_{\alpha_{np}}^{\alpha} \frac{d\alpha}{\sin^2 \alpha} = \frac{H^2}{2} (\text{ctg} \alpha_{np} - \text{ctg} \alpha). \quad (9.37)$$

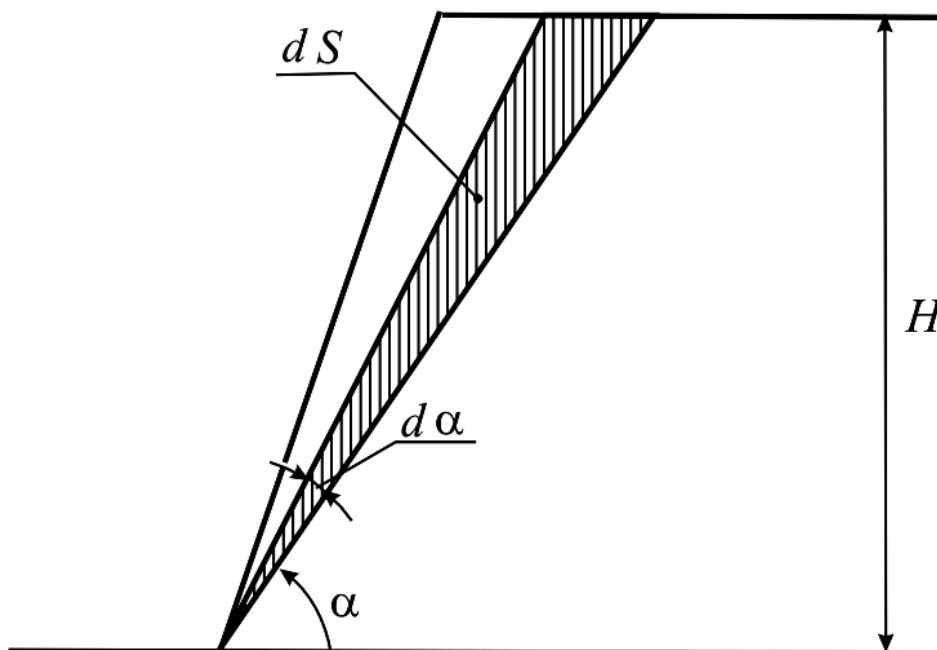


Рисунок 9.10 – Схема к определению зависимости $V(\alpha)$

Функция $\text{ЭЗВ}(\alpha)$ примет вид

$$\text{ЭЗВ}(\alpha) = c \frac{H^2}{2} (\text{ctg} \alpha_{np} - \text{ctg} \alpha). \quad (9.38)$$

Определим вид функции затрат на укрепление $ZY(\alpha)$. При единичной толщине массива затраты на укрепление равны

$$ZY(\alpha) = d S_{укр}, \quad (9.39)$$

где d – коэффициент, выражающий стоимость укрепления 1 м^3 массива. Размеры зоны укрепления оцениваются по формуле

$$S_{укр} = \frac{\ell (H - H_{\min})}{2}, \quad (9.40)$$

где ℓ – минимальная длина участка поверхности скольжения, подлежащая укреплению для достижения проектного значения коэффициента запаса, м.

Значение ℓ может быть определено по формуле (9.41)

$$\ell = \frac{n_{np} - n}{\eta}, \quad (9.41)$$

где $\eta = \frac{\Delta k}{\sum T_{сдв}}$ – константа укрепляемого откоса, м^{-1} .

Примем экспоненциальную зависимость коэффициента запаса устойчивости от угла наклона борта [48]

$$n = n_{np} \cdot e^{\lambda(\alpha_{np} - \alpha)}, \quad (9.42)$$

где λ – коэффициент, зависящий от физико-механических свойств пород прибортового массива.

Окончательно функция затрат на укрепление примет вид

$$ZY(\alpha) = d \frac{n_{ид}}{2\eta} [1 - e^{\lambda(\alpha_{np} - \alpha)}] (H - H_{\min}). \quad (9.43)$$

Тогда функция дополнительной прибыли

$$П(\alpha) = c \frac{H^2}{2} (\text{ctg} \alpha_{np} - \text{ctg} \alpha) - d \frac{n_{ид}}{2\eta} [1 - e^{\lambda(\alpha_{np} - \alpha)}] (H - H_{\min}). \quad (9.44)$$

После введения обозначений $C = c \frac{H^2}{2}$ и $D = d \frac{n_{i\delta}}{2\eta} (H - H_{\min})$ получим

$$\Pi(\alpha) = C (\operatorname{ctg} \alpha_{np} - \operatorname{ctg} \alpha) - D [1 - e^{\lambda(\alpha_{np} - \alpha)}]. \quad (9.45)$$

Графики зависимостей $\mathcal{E}ЗВ(\alpha)$, $ЗУ(\alpha)$ и $\Pi(\alpha)$ приведены на рисунке 9.11.

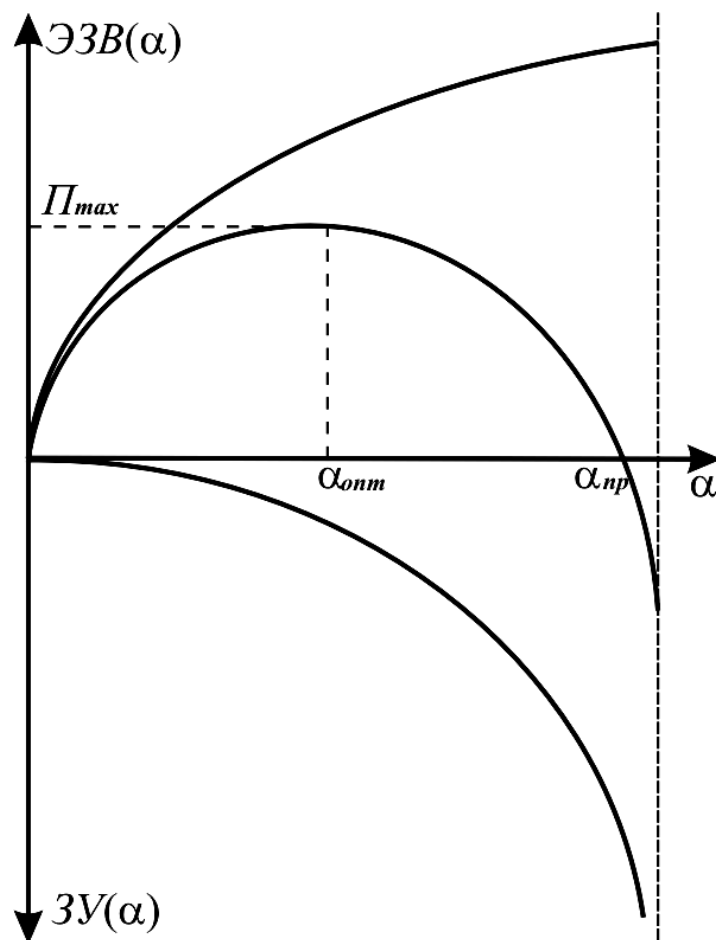


Рисунок 9.11 – Графики зависимостей $\mathcal{E}ЗВ(\alpha)$, $ЗУ(\alpha)$ и $\Pi(\alpha)$

Граничное значение угла, при котором экономически целесообразно проведение укрепления, определяем из уравнения $\Pi(\alpha) = 0$ или

$$C (\operatorname{ctg} \alpha_{np} - \operatorname{ctg} \alpha) = D [1 - e^{\lambda(\alpha_{np} - \alpha)}]. \quad (9.46)$$

Максимум функции дополнительной прибыли определяем из условия

$$\frac{d\Pi(\alpha)}{d\alpha} = 0, \quad (9.47)$$

откуда

$$\frac{C}{\sin^2 \alpha} = D \lambda e^{\lambda(\alpha_{np} - \alpha)}. \quad (9.48)$$

Решение данного уравнения соответствует значению угла наклона борта, при котором достигается максимальный экономический эффект от укрепления прибортового массива.

В процессе проектирования могут быть рассмотрены различные варианты угла наклона борта карьера. По каждому варианту определяются объемы массива, подлежащие укреплению, стоимость затрат на укрепление и прибыль за счет экономии на вскрышных работах. Определяется экономическая эффективность мероприятий по укреплению массива как разность экономии на вскрыше и затрат на укрепление массива по каждому варианту. Оптимальным принимается тот вариант, при котором получаем максимальную прибыль от мероприятий по укреплению.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

За годы независимости Казахстана горнорудная промышленность не прекращала свою деятельность, а в последние годы имеет тенденцию к явному увеличению производства. Это наглядно видно по открытой разработке месторождений полезных ископаемых таких крупных предприятий, как: АО «ССГПО», ТОО «Корпорация Казахмыс», АО «Жайремский ГОК», ТОО «Алтынтау Кокшетау» и др.

Современные карьеры требуют углубленного изучения и надежного обоснования параметров устойчивых откосов уступов и бортов, ведения заоткосных работ на проектных контурах, а также постоянного инструментального контроля за происходящими в прибортовых массивах геомеханическими процессами с целью своевременного прогноза различного рода деформаций. Увеличение глубины и объемов ведения открытых горных работ, ухудшение геологических и горно-технических условий разработки месторождений определяют качественно новый подход к обеспечению устойчивости карьерных откосов. В монографии приведены результаты научных исследований и практический опыт работ по обоснованию, обеспечению устойчивости карьерных откосов и инструментальному контролю за их состоянием на более чем 30-и месторождениях Казахстана.

Впервые в подобного рода монографиях приведены основные сведения об объектах исследований в виде краткой горно-геологической характеристики месторождений, сделана классификация месторождений с учетом геологических комплексов горных пород по условию устойчивости, а также классификация горных пород по их прочности в бортах карьеров.

Сделан анализ фактического состояния устойчивости откосов уступов и бортов карьеров Казахстана и изученности проблемы обеспечения устойчивости карьерных откосов. Отмечается наличие на карьерах различного рода деформаций в виде осыпей, обрушений в скальных и локальных оползней в глинистых породах, а также наблюдаются выпоры оснований отвалов. При обосновании и обеспечении параметров стационарных бортов карьеров основными факторами, которые в той или иной мере учитываются, являются физико-механические свойства горных пород и породных контактов, структурно-тектонические особенности прибортовых массивов, выбор метода расчета устойчивости откоса и технология ведения заоткосных работ. Важная роль отводится и способам контроля состояния откосов уступов и бортов на проектных контурах с целью прогноза и раннего выявления их деформаций.

Значительная роль отводится методике отбора проб горных пород и проведения исследований физико-механических и прочностных свойств горных пород и породных контактов как в лабораторных, так и в натуральных (полевых) условиях. Приведены схемы исследований и результаты определения сопротивления на сжатие и разрыв, плотности, сцепление и угла внутреннего трения, а также деформационные характеристики пород. При этом важное значение уделяется прочностным характеристикам породных контактов. Результаты представлены в виде классификации горных пород месторождений Казахстана и обобщенной таблицы значений прочности по породным контактам, а отдельные результаты по месторождениям приведены в приложении.

Устойчивость откосов в скальных и полускальных породах определяется наличием поверхностей ослаблений и сочетанием их расположения по отношению к откосу. Предложено наряду с известными способами съемки элементов залегания трещин использовать новые 3D сканеры для получения цифровых моделей участков прибортовых массивов и обработки данных съемок программой «Maptek I-site studio». Предлагаемая методика апробирована на карьерах: «Васильковский», «Акжальский» и «Ушкатын-III». Даны величины определения элементов залегания трещин на некоторых карьерах Казахстана. Установлена закономерность распространения элементов залегания трещин и разрывных нарушений и их тесная связь между собой.

Важное значение отводится разработке и выбору методов расчета устойчивости карьерных откосов на основе использования структурно-логической схемы геомеханических моделей. Приведены основные типовые расчетные схемы с условиями применения в однородном массиве, на слабом основании, слоистый массив, неоднородный массив, отвалы скальных пород, нагруженные откосы и скальных массивы. Теоретической основой служат численно-аналитические и аналитические решения, выполненные чл.-корр. НАН РК Поповым И.И., проф. Окатовым Р.П., проф. Шпаковым П.С., а также их учениками проф. Низаметдиновым Ф.К., д.т.н. Долгоносковым В.Н., д.т.н. Ожигиным С.Г. Для автоматизации расчетов по определению параметров и оценке устойчивости карьерных откосов разработано специальное программное обеспечение, которое использовано при оценке устойчивости бортов более 30 карьеров Казахстана. Основные результаты расчетов приведены в приложении 2.

Для контроля состояния устойчивости откосов уступов и бортов карьеров разработаны научные основы геомеханического мониторинга, позволяющие на ранней стадии выявлять деформации массивов. Кроме традиционных способов сбора исходной информации о состоянии прибортовых массивов предложены и апробированы инструментальные с использованием лазерно-цифровых технологий и глобальных спутниковых систем. Показана возможность создания на крупных и глубоких карьерах

автоматизированной системы наблюдений за состоянием бортов типа «Geomos». В настоящее время мониторинг осуществляется на карьерах: Соколовский, Сарбайский, Качарский, Куржункульский (АО «ССГПО»), Васильковский (ТОО «Алтынтау Кокшетау»), Шубаркольский (АО «Шубарколь-комыр»), Ушкатын-III, Дальнезападный, Западный (АО «Жайремский ГОК»), Каражира (ТОО «Каражира»), Абыз, Итауз, Нурказган, Молодежный, Куучек (ТОО «Корпорация Казахмыс»), Камыс, Тур (АО «Казмарганец»).

Для качественной постановки откосов уступов на проектные контуры предложены технологические схемы заоткоски с созданием экранирующей щели. При этом удельный расход взрывчатого вещества при взрывании последней заходки не должен превышать $0,4-0,6 \text{ кг/м}^3$. Ведутся инструментальные измерения за деформированием прибортового массива от влияния буровзрывных работ. Примером качественной постановки откосов, уступов на проектные контуры на сегодня являются карьеры: Саякский (ТОО «Корпорация Казахмыс»), Соколовский, Сарбайский (АО «ССГПО»), верхние горизонты карьера «Коунрадский». Ведение заоткосных работ на карьерах требует своего ужесточения.

Приведены способы укрепления локальных участков откосов уступов и бортов карьеров путем механического воздействия на массив, а также смолоинъекционного упрочнения. Даны теоретические и практические аспекты использования смол при укреплении анизотропных и квазиизотропных откосов на карьерах.

В настоящее время большое внимание должно быть уделено надзору за постановкой откосов уступов на проектные контуры с применением специальных технологических схем заоткоски и современного бурового оборудования.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., 1965. 378 с.
2. Певзнер М.Е. Борьба с деформациями горных пород на карьерах. М., 1978. 255 с.
3. Галустьян Э.Л. Управление геомеханическими процессами на карьерах. М., 1980. 237 с.
4. Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. М., 1980. 239 с.
5. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. Л., 1972. 312 с.
6. Ильницкая Е.И. Тедер Р.Н., Ватолин Е.С. и др. Свойства горных пород и методы их определения. М., 1969. 392 с.
7. Карташов Ю.М., Матвеев Б.В., Михеев Г.В. Прочность и деформируемость горных пород. М., 1979. 269 с.
8. Куваев Н.Н. Роль трещиноватости в устойчивости откосов и требования к методике её изучения. Труды ВНИМИ, Л., 1964, сб. 51, с. 185-195.
9. Бондарик Г.К., Комаров И.С., Ферронский В.И. Полевые методы инженерно-геологических исследований. М.: 1967. 372 с.
10. Попов И.И., Низаметдинов Ф.К., Окатов Р.П., Долгоносов В.Н. Природные и техногенные основы управления устойчивостью уступов и бортов карьеров. – Алматы: Гылым, 1997. - 216 с.
11. Попов И.И., Шпаков П.С., Поклад Г.Г. Устойчивость породных отвалов. Алма-Ата, 1987. 225 с.
12. Мануйлов П.И. Устройство для натуральных испытаний горных пород // Вопросы маркшейдерского дела. Белгород, 1969. Ч. II. С. 178-181.
13. Мюллер Л. Инженерная геология. Механика скальных массивов. М., 1971. 225 с.
14. Попов И.И., Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. Алма-Ата, 1986. 256 с.
15. Фадеев А.Б., Фрейберг З.А. Определение прочности горных пород в массиве с помощью взрыва // Тр. ВНИМИ. Л., 1968. Сб. 64. С. 187-192
16. Такранов Р.А. К вопросу использования ультразвука для определения прочностных свойств горных пород // Тр. ВНИМИ. Л., 1974. Сб. 94. С. 87-95.
17. Панюков П.Н. Инженерная геология. М., 1978. 296 с.
18. Абрамов Б.К., Сапожников В.Т. Некоторые результаты исследований прочностных свойств контактов горных пород // Тр. ВНИМИ. Л., 1975. Сб. 96. С. 140-153.
19. Михайлов А.Е. Полевые методы изучения трещин в горных породах. М., 1956. 132 с.

20. Рац М.В., Чернышов С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. М., 1970. 159 с.
21. Машанов А.Ж. Механика массива горных пород. Алма-Ата, 1961. 166 с.
22. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л., ВНИМИ, 1972. -164 с.
23. Ермаков И.И. О влиянии трещиноватости горных пород на устойчивость бортов карьеров // Тр. ВНИМИ. Л., 1964. Сб. 51. С. 174-184.
24. Зотеев В.Г. Методика обработки замеров трещин при определении устойчивости бортов карьеров // Устойчивость бортов карьеров и горное давление: Тр. ИГД МЧМ СССР. М., 1966. Вып. 12. С. 20-29.
25. Попов В.Н., Байков Б.Н. Технология отстройки бортов карьеров. М., 1991. 252 с.
26. Ким Д.Н. Исследование влияния структуры на прочность массива пород и параметры бортов карьера: Дис....к. т. н. Свердловск, 1970.
27. Чухлов Г.И., Маслов В.М. Методика определения необходимого количества замеров трещин горных пород // Тематич. сб. тр. ВИОГЕМа. Белгород, 1973. Вып. 187. С. 192-198.
28. Бадулин А.П. Исследование устойчивости бортов и уступов карьеров, подсеченных поверхностями ослаблений большой протяженности: Дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1974. 190 с.
29. Руппенейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М., 1975. 233 с.
30. Демкин Н.Б. Контактное шероховатых поверхностей. М., 1967. 208с.
31. Козлов Ю.С. Моделирование предельного состояния откосов // Тр. ВНИМИ. Л., 1968. Сб. 64. С. 335-352.
32. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявления горного дела. Л., 1968. 248 с.
33. Зотеев В.Г., Комаров В.В. Результаты экспериментов по имитации процесса разрушения слоистых откосов блочного строения под действием гравитационных сил // Тр. ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1977. Вып. 53. С. 63-73.
34. Сапожников В.Т. Исследование и разработка методов расчета устойчивости бортов карьеров и отвалов в сложных горногеологических условиях: Дис. ... докт. техн. наук. Свердловск, 1975. 432 с.
35. Демин А.М. Устойчивость открытых горных выработок и отвалов. М., 1973. С. 66-73.
36. Несмеянов Б.В., Несмеянова Ю.Б. Устойчивость бортов карьеров при последовательной подземно-открытой разработке месторождений. – М.: МГГУ, 2012. -230с.
37. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. М., 1985. 248 с.

38. Попов В.Н., Шпаков П.С., Юнаков Ю.Л. Управление устойчивостью карьерных откосов. М.: МГГУ, «Горная книга», 2008. -683 с.
39. Чугаев Р.Р. Земляные гидротехнические сооружения. Л., 1967. 450 с.
40. Черный Г.И. Устойчивость подрабатываемых бортов карьеров. М., 1980. С. 154-165.
41. Садовский М.А. Простейшие приемы определения сейсмической опасности массовых взрывов. Алма-Ата, 1946.
42. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов // Техника и технология открытых горных работ. М., 1959.
43. Туринцев Ю.И. Управление и контроль – главные задачи проблемы устойчивости бортов карьеров // Вопросы рационализации маркшейдерской службы на горных предприятиях. Свердловск, 1977. С. 94-101.
44. Сисин А.Г. Исследование влияния массовых взрывов на состояние пород за контуром рыхления и на устойчивость бортов карьера: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 1966. 24 с.
45. Улыбин В.Г. Исследование деформирования скальных горных пород и изыскание взрывов на законтурный массив: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Фрунзе, 1968. 25 с.
46. Фисенко Г.Д., Ревазов М.А., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. М., 1974. 206 с.
47. Зобнин В.И., Туринцев Ю.И., Половов Б.Д., Голубко В.П. Искусственное укрепление бортов карьеров цветной металлургии. М., 1975. 40 с.
48. Низаметдинов Ф.К., Долгоносов В.Н., Ожигин С.Г. Укрепление откосов уступов и бортов карьеров. -Караганда, 2007. -47 с.
49. Правила обеспечения устойчивости бортов угольных разрезов. Санкт-Петербург, 1998г., ВНИМИ
50. Геомеханические процессы на открытых горных работах / Туринцев Ю.И., Половов Б.Д., Гордеев В.А. и др. Свердловск, 1984. 56 с.
51. Григоренко А.Г. Измерение смещений оползней. М., 1988. 144 с.
52. Низаметдинов Ф.К., Портнов В.С., Низаметдинов Н.Ф. Современные способы инструментальных наблюдений за состоянием карьерных откосов. Караганда: Санат-Полиграфия, 2007. -77 с.
53. Ожигин С.Г. Управление устойчивостью прибортовых массивов на карьерах Казахстана. – Караганда: Санат-полиграфия, 2009. - 44 с.
54. Бакланов Е.В. Насадка нивелирная // А. с. 199493 СССР. Оpubл. в. Б. И. 1976. №12.
55. Opportunities of Geodetic Monitoring on the Example of Current Projects in Eastern Europe, Germany, Aachen 2013
56. Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Низаметдинов Р.Ф., Ожигина С.Б., Низаметдинов Н.Ф., Хмырова Е.Н. Состояние и перспективы

развития геомеханического обеспечения открытых горных работ. XV International ISM Congress 2013 (International Society for Mine Surveying), September 16-20, Eurogress Aachen in conjunction with the German Mine Surveyor Association (Deutscher Markscheider-Verein e.V. - DMV), Proceedings Volume 1, p. 338-349

57. Низаметдинов Н.Ф. Современные методы инструментальных наблюдений за состоянием карьерных откосов. Учебное пособие для специальности 5В070700 «Горное дело», 5В071100 «Геодезия и картография» - Караганда: КарГТУ, 2012. - 65с.

58. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Утверждено МЧС РК за №39 от 22.09.2008г.

59. Кольский Г.И. Волны напряжений в нетвердых телах. – М.: Изд-во иностранной литературы. 1955. -192с.

60. Ханукаев А.Н. Экспериментальное исследование процесса разрушения горных пород взрывом. – Изд-во АН КиргССР, 1961.-216с.

61. Дейвис Р.М. Волны напряжений в твердых телах. М.: Изд-во иностранной литературы.1961. -110с.

62. Савин Г.М. Распределение напряжений около отверстий. –Киев: «Наукова думка», 1968. -887с.

63. Тимошенко С.П., Дж. Гудьер. Теория упругости. –М.: «Наука», 1979.-560с.

64. Филиппов В.К., Алиев Д.Х. Разрушение крепких пород при различных способах взрывания. – Алма-Ата, «Наука», 1975. -80с.

65. Агу И.А. Некоторые результаты наблюдений за влиянием взрывных работ на устойчивость бортов карьеров. – Труды/ВНИМИ. Л., 1962. №45. -113с.

66. Фадеев А.Б. Дробящее и сейсмическое действие взрывов на карьерах. –М.: Недра. 1980. -235с.

67. Низаметдинов Ф.К., Долгоносов В.Н., Старостина О.В. Исследование устойчивости откосов уступов и бортов карьеров при укреплении их смолами // Известия вузов. Горный журнал. №1. 2006. С. 56-60.

Основные физико-механические свойства горных пород месторождений Центрального Казахстана

Месторождение, карьер	Основные типы пород	По данным лабораторных испытаний		Рассчитанные значения					
		Сопротивление на		Плотность $\gamma \cdot 10^3$ кг/м ³	Сцепление К, МПа	Угол внутренне- го трения ρ , град	Коэффициента структурного λ_0	Сцепления в массиве	
		сжатие G _{сж} , МПа	разрыв G _р , МПа						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	
1.Каратас (Каратас-I)	<i>Меднорудные</i>				2,23	5,4	33	0,010	0,054
	1.Граниты выветрелые	24,9	3,3	2,59					
	2.Гранодиориты выветрелые	28,9	3,6	2,57					
	3.Гранодиориты	125,0	16,2	2,70					
	4.Гранодиориты средне- и крупнозернистые трещиноватые	112,9	6,5	3,30					
	5.Скарны	79,6	14,7	2,70					
6.Кварцевые диориты	223,8	12,3	15,0	51,5	36	0,044	0,660		
2.Каратас (Каратас - II)	1.Граниты выветрелые	16,2	2,7	2,65	4,2	33	0,010	0,042	
	2.Гранодиориты выветрелые	23,6	2,2	2,59	6,4	33	0,010	0,064	
	3.Гранодиориты	121,7	13,6	2,76	35,0	28	0,032	1,120	
	4.Граниты	105,8	11,7	2,63	35,6	28	0,030	1,068	
	5.Кварцевые диориты	123,8	18,1	2,68	19,5	38	0,026	0,507	
	6.Гранодиориты крупнозернистые плотные	152,2	18,7	2,70	20,7	39	0,032	0,622	

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
3.Каратас IV	1.Гранодиорит-порфиры выветрелые	27,4	3,2	2,71	16,2	30	0,010	0,162
	2. Гранодиорит-порфиры	140,9	9,1	2,59	11,1	39	0,048	0,533
	3.Брекчированные гранодиориты	101,9	15,2	2,66	11,1	37	0,051	0,566
	4. Гранодиориты	110,2	10,2	2,66	14,8	38	0,032	0,474
	5.Граниты	96,8	8,1	2,64	14,9	34	0,032	0,447
	6.Кварцевые диориты	123,8	18,1	2,68	19,5	38	0,026	0,507
	7.Диоритовые порфиры	128,0	15,1	2,74	14,8	39	0,032	0,473
4. Айдарлы (Айдарлы)	1.Кварцевые диориты выветрелые	122,6	8,6	2,75	8,0	25	0,042	0,336
	2.Гранодиорит-порфиры выветрелые	112,9	6,5	2,74	7,5	25	0,042	0,315
	3.Гранодиорит-порфиры	161,7	9,3	2,74	21,6	38	0,026	0,562
	4.Кварцевые диориты	174,0	10,5	2,75	22,6	37	0,026	0,588
5. Саякское («Гастау»)	1.Песчаники	248,2	14,0	2,72	34,0	33	0,010	0,340
	2.Мраморы	181,8	13,6	2,70	41,1	31	0,010	0,411
	3.Туфоалевролиты	258,6	15,7	2,72	66,2	31	0,010	0,662
	4.Гранодиориты	193,0	16,5	2,70	64,0	32	0,010	0,640
	5.Диориты	256,0	21,5	2,90	76,0	28	0,010	0,760
	6.Гранодиоритовые скарны	183,0	14,7	2,90	63,0	32	0,010	0,630
6. Саякское («Саяк»)	1.Туфоалевролиты	256,6	15,7	2,72	66,2	31	0,014	0,926
	2.Песчаники	248,2	14,0	2,72	34,0	33	0,014	0,476
	3.Мраморы	181,0	13,5	2,70	41,1	31	0,016	0,620
	4.Гранатовые скарны	183,0	14,7	2,90	63,0	32	0,010	0,630
	5.Гранодиориты	193,0	16,5	2,70	64,0	32	0,010	0,640
	6.Диориты	256,0	21,5	2,90	76,0	28	0,010	0,760

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
7. Жезказганское («Златоуст- Беловский»)	1.Красные сланцы	0,0	0,0	2,00	29,0	25	1,000	0,029
	2.Розовые песчаники	0,0	0,0	1,98	59,0	34	1,000	0,059
	3.Красные алевролиты	0,0	0,0	2,65	3,4	35	0,050	0,170
	4.Серые песчаники	0,0	0,0	2,29	6,0	36	0,020	0,302
	5.Зеленовато-серые песчаники	0,0	0,0	2,53	17,3	31	0,050	0,867
8.Жезказганское («Средне- спасский»)	1.Песчаники красные, бурые	162,0	15,7	2,66	30,0	30	0,030	0,924
	2.Песчаники зеленовато- серые	172,0	17,4	2,66	30,0	31	0,30	0,920
	3.Песчаники серые	182,0	19,1	2,66	30,0	33	0,031	0,930
	4.Аргиллиты	48,0	4,4	2,60	11,0	28	0,054	0,590
	5.Алевролиты красные, бурые	66,0	8,7	2,50	24,0	30	0,028	0,670
9. Итауз («Итауз»)	1. Среднезернистые песчаники серые и красные			2,51	1,07	32	0,034	0,818
	2. Мелкозернистые песчаники серые и красные			2,51	0,87	33	0,034	0,671
	3. Алевропесчаники серые и красные			2,51	0,65	34	0,034	0,499
	4.Алевролиты серые и красные			2,46	0,49	36	0,038	0,378
10. Акбастау («Акбастау»)	1. Брекчии дацитового состава	77	9	2,75	9	25	0,062	0,56
	2. Метосамотиты (выветренные)	32	4	2,8	3	40	0,178	0,53
	3. Метосамотиты	65	3	2,8	8	30	0,061	0,48
	4. Туфы андезито-дацитового состава	-	-	2,77	7,5	27	0,086	0,64

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
	5. Туфы дацитового состава	28	7	2,8	8	23	0,086	0,68
	6. Туфы андезитового состава	53	8	2,75	7	31	0,089	0,62
	7. Конгломераты	74,9	12,6	2,71	-	37	-	0,67
	8. Песчаники выветренные	78	10,1	-	-	27	-	0,92
	9. Алевролиты	28	-	-	-	38	-	0,52
		<i>Полиметаллические</i>						
11. Борлинское («Центральный»)	1. Гранодиориты гидротермально измененные	144,1	13,1	2,59	14,4	36	0,047	0,676
	2. Граниты	116,1	11,4	2,63	22,4	35	0,024	0,533
	3. Гранодиориты интервалами окварцованные и порфирированные	105,9	11,0	2,60	19,8	30	0,030	0,594
	4. Вторичные кварциты	57,2	7,6	2,58	12,0	27	0,048	0,576
12. Борлинское («Восточный»)	1. Гранодиориты гидротермально измененные	144,1	13,1	2,66	12,2	40	0,032	0,390
	2. Гранодиориты интервалами окварцованные и порфирированные	105,9	11,0	2,62	10,5	38	0,032	0,336
	3. Вторичные кварциты	57,5	7,6	2,58	12,0	27	0,059	0,708
13. Ушкатын-III («Ушкатын-III»)	1. Алевролиты			2,77	13,0	33	0,034	0,435
	2. Порфиры			2,74	20,0	26	0,033	0,669
	3. Известняки серые			2,74	22,5	37	0,028	0,599
	4. Известняки красноцветные			2,79	16,15	34	0,034	0,528
	5. Известняки детритовые			2,74	18,85	33	0,031	0,572

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
14.Верхнекайрактинское	1.Алевролиты выветрелые	69,0	9,5	2,72	19,2	33	0,042	0,806
	2.Песчаник выветрелый							
	3.Алевролиты	78,0	10,1	2,71	22,0	27	0,042	0,924
	4.Песчаники	101,5	13,3	2,76	22,6	30	0,030	0,678
	5.Габбро-диабазы	120,4	13,8	2,73	25,8	33	0,024	0,619
		116,7	12,3	2,79	23,1	35	0,020	0,462
15. Карагайлинское («Главный»)	1.Сланцы кремнисто-глинистые	217,5	7,5					
	2.Роговики	138,0	11,5					
	3.Песчаники полимиктовые							
	4.Кварцевые породы			2,70				
	5.Скарны	197,1	4,9		0,55	28	0,026	0,507
16. Карагайлинское (Дальний)	1.Габбро-диориты	205,3	16,4	2,95	41,6	31	0,020	0,628
	2.Алевропесчаники	174,2	9,5	2,68	20,2	38	0,026	0,525
	3.Роговики темно-серые	247,5	17,5	2,68	11,3	42	0,026	0,572
	4.Джеспилиты	214,2	18,1	3,32	26,6	38	0,026	0,692
	5.Диабазы	203,6	16,4	2,89	35,1	35	0,020	0,702
	6.Тонолиты	199,6	17,1	2,69	32,7	36	0,020	0,682
	7.Роговики светло-серые	192,7	14,5	3,11	38,3	33	0,020	0,766
	8.Руда	108,9	10,2	3,52	25,2	37	0,020	0,504
	9.Известняки	-	-	2,65	25,5	33	0,026	0,663
	10.Роговики джеспилитовидные	181,5	14,7	3,20	30,0	37	0,026	0,780
17.Карагайлинское («Южный»)	1.Переслаивание песчаников с туфоалевролитами	278,6	7,3	2,76	24,2	41	0,022	0,312
	2.Темно-серые роговики	257,1	3,1	2,69	24,6	39	0,022	0,541
	3.Роговики овоидные	143,4	9,9	2,69	21,9	37	0,022	0,482

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
	4.Прослойно-скарнированные роговики	317,9	5,9	2,72	18,7	39	0,022	0,411
	5.Гранодиорит-порфиры	376,4	8,9	2,62	23,7	42	0,022	0,521
	6.Габбро-диориты	217,9	14,1	1,93	35,0	35	0,022	0,770
	7.Скарн гранатовый	197,1	4,9	3,24	28,4	37	0,022	0,625
	8.Барит-галенитовая руда	148,7	3,0	2,68	11,6	44	0,022	0,255
18.Алайгырское («Восточный»)	1.Суглинки	-	-	2,00	0,012	20	0,266	0,003
	2.Туфоалевриты	50,0	6,9	2,50	16,0	33	0,040	0,640
	3.Туфопесчаники	110,0	13,0	2,64	25,8	34	0,034	0,877
	4.Туфы липаритовых порфиров	84,0	9,0	2,64	14,8	42	0,063	0,932
	5.Липарит-порфир изменный	65,9	8,9	2,60	10,9	45	0,064	0,698
	6.Липарит-порфир неизменный	114,0	9,7	2,62	39,2	37	0,025	0,980
19.Алайгырское («Западный»)	1.Кремнисто-глинистый сланец	71,2	13,5	2,72	16,5	39	0,040	0,660
	2.Диориты	105,0	13,8	2,68	25,5	38	0,031	0,822
	3.Известняки	21,8	8,4	2,68	6,5	31	0,040	0,260
	4.Углисто-глинистые сланцы	75,0	10,1	2,74	18,2	37	0,032	0,582
	5.Туфопесчаники	97,0	13,7	2,63	12,5	37	0,055	0,688
	6.Туфы липаритовых порфиров	258,0	19,5	2,65	18,7	32	0,030	0,561
	7.Липарит-порфир неизменный	232,9	18,0	2,63	29,0	40	0,029	0,841
	8.Липарит-порфир изменный	98,0	16,5	2,62	19,8	39	0,024	0,475

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
20. Абызское	1. Диорит порфирированный	28,9	4,9	2,70	9,4	35	0,054	0,510
	2. Туфы андезитобазальтовые	74,9	12,6	2,71	23,3	37	0,029	0,670
	3. Метасоматиты	79,8	11,1	2,72	23,9	30	0,026	0,620
	4. Песчаники	76,5	12,9	2,67	18,8	33	0,036	0,680
	5. Гравелиты	79,0	10,5	2,70	22,4	30	0,030	0,670
	6. Выветрелые туфы	30,5	5,2	2,80	10,2	29	0,064	0,650
	7. Песчаники и алевролиты переслаивающиеся	-	-	2,52	6,0	34	0,086	0,520
	8. Известняки	-	-	2,55	15,0	30	0,036	0,540
	9. Липариты	107,8	11,3	2,68	51,8	25	0,024	1,240
	10. Глины (влажность 26%)	-	-	2,03	0,41	20	0,100	0,041
21. Алпысское («Восточный»)	1. Кварцы	108,2	15,9	2,96	31,0	39	0,028	0,860
	2. Туфы среднего состава	26,0	2,9	2,52	5,5	33	0,042	0,231
	3. Серицит-порфирит-кварцевые метасоматиты	42,4	4,9	2,77	7,9	32	0,054	0,427
22. Акжалское («Центральный»)	1. Массивные известняки	80	8	2,75	22,5	34	0,028	0,516
	2. Кремнисто-глинистые известняки	80	8	2,71	24	37	0,028	0,565
	3. Туфы кислого состава	85	6,8	2,72	26,2	31	0,028	0,366
	4. Алевролиты	82	5,2	2,76	17	33	0,028	0,42
	5. Мелкозернистый песчаник	83	5,7	2,74	19,5	34	0,028	0,254
	6. Свинцово-цинковые руды	60	3,4	3,2	11,8	48	0,028	0,765
	7. Граниты	131,4	11,3	2,63	35,6	28	0,028	0,39
	8. Кварцевые диориты	123,8	18,1	2,68	19,5	38	0,026	0,516

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
23.Коктенколь («Коктенколь»)	<i>Молибденовые</i>							
	1.Кора выветривания (суглинки, глина)	-	-	1,96	0,34	20	1,000	0,035
	2.Эффузивно-осадочные породы	-	-	2,00	0,41	19	0,029	0,029
	3.Кристаллотуфы липарит- дацитового состава	137,7	12,9	1,65	18,8	35	0,026	0,611
	4.Кристаллотуфы андезит- дацитового состава	102,5	13,4	2,72	18,3	35	0,029	0,902
	5.Граниты	110,0	12,8	2,67	32,2	34	0,024	0,772
	6.Кристаллотуфы	88,7	13,0	2,65	16,7	34	0,033	0,944
	7.Алевролиты	105,3	10,5	2,70	18,0	31	0,030	0,540
	8.Литотуфы	129,2	13,7	2,65	31,4	37	0,023	0,722
	9.Перелсаивание роговиков, алевролитов и алевропесчаников	102,9	8,4	2,67	30,9	31	0,023	0,577
10.Известняки мраморизованные	48,6	3,9	2,66	7,7	37	0,054	0,475	
24.Катпарское («Северный Катпар»)	1.Глинистые отложения	-	-	2,05	0,51	22,5		0,510
	2.Скарнированный известняк	83,4	5,5	2,86	10,6	32	0,050	0,530
	3.Туфоалевролиты	54,2	7,2	2,66	16,4	36	0,041	0,670
	4.Дайки диоритов	77,4	5,3	2,89	15,8	28	0,041	0,650
	5.Углистый известняк	46,0	6,2	2,69	13,4	31	0,036	0,480

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
25.Кентобинское («Кентобе»)	<i>Железорудные</i>							
	1.Скарнированные роговики	288,8	15,3	2,80	27,2	37	0,018	0,380
	2.Роговики	228,8	15,3	2,87	28,0	38	0,017	0,480
	3.Пироксен-гранатовые скарны	178,2	10,2	3,17	21,2	37	0,017	0,360
	4.Углисто-кремнистые сланцы	255,2	14,6	2,74	37,4	35	0,017	0,640
5.Ороговикованные углисто-глинистые сланцы	-	-	2,70	16,0	37	0,016	0,260	
26. Соколовское «Соколовский»	1. Известняки			2,85	20	38		
	2. Метасоматиты			2,80	10	40		
	3. Порфириты			2,94	17	38		
	4. Руда			3,36	8	37		
	5. Гранодиориты			2,57	21	35		
	6. Туфопесчаники			2,75	18	36		
27. Качарское («Качарский»)	1. Метасоматиты			2,8	63	38		
	2. Туфопесчаник			2,49	44	33		
	3. Порфирит			2,66	79	34		
	4. Порфир			2,69	108	36		
	5. Туфы			2,68	40	39		
	6. Поверхности ослабления в известняках			-	18	27		
	7. Известняк			2,5	54	33		
	8. Магнетитовые руды			3,3	35	37		

Продолжение приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
28.Алексеевское доломитовое («Доломитовый»)	<i>Нерудные</i>							
	1.Доломито-сланцевая толща	43,3	4,3	2,70	6,85	34	0,050	0,342
	2.Доломиты	51,0	5,1	2,80	8,07	35	0,050	0,404
	3.Глинисто-углисто-кремнистые сланцы	35,6	3,5	2,60	5,93	33	0,050	0,282
	4.Кварцево-серицитовые сланцы	79,0	7,9	2,71	12,5	32	0,050	0,625
	5.Выветрелые сланцы	1,2	0,1	1,92	0,20	28	0,244	0,046
29.Буландинское щебечное («Буланды»)	1.Граниты выветрелые каолинизированные сильно трещиноватые	66,8	4,2	2,59	7,3	39	0,046	0,340
	2.Граниты порфириовидные трещиноватые	114,7	10,0	2,60	22,9	31	0,028	0,690
	3.Граниты плотные	160,0	16,5	2,60	22,9	31	0,019	0,440
30. Топарское известняковое («Топарский»)	1.Известняки окремненные	166,9	11,1	2,67	21,5	30	0,022	0,692
	2.Известняки флюсовые	105,1	5,5	2,68	24,5	29	0,026	0,637
	3.Кремнисто-глинистые сланцы	39,2	5,8	2,77	7,5	33	0,049	0,367
	4.Глинистые отложения			1,80	0,016	18	1,000	0,016
	5.Выветрелые глинистые сланцы			2,30	0,028	28	1,000	0,028
31.Васильковское «Васильковский»	<i>Золоторудные</i>							
	1. Глинистые отложения			1,9		23		0,036
	2. Кора выветривания Габбродиорит			2,65		32		0,38
	3. Кора выветривания Гранодиорит			2,64		33		0,064
	4. Габбродиорит			2,65		32		0,62
	5. Гранодиорит			2,64		38		0,60

Окончание приложения 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
32. Пустынное	1. Песчаники	162,5	105,5	2,68	29,16	37,9	0,033	0,962
	2. Песч.оквар	146,0	180,5	2,68	38,52	35,9	0,030	1,156
	3. Алевролит	162,0	112,75	2,72	16,14	39,3	0,052	0,839
	4. Углистые алевролиты	-	-	2,65	17	-	0,867	0,578
	5. Серпентинит	137,5	125,1	2,66	31,8	30,4	1,049	0,700
33. «Загадка»	1. Песчаники в коре выветривания			2,74	0,42	23,3		
	2. Песчаники в массиве			2,74	0,84	23,3		
	3. Гранодиориты среднезернистые в коре выветривания			2,72	0,36	27,2		
	4. Гранодиориты среднезернистые в массиве			2,72	0,72	27,2		
	5. Руда			2,90	0,50	26,7		
34. Варваринское («Варваринский»)	1. Глинистые отложения			1,9				0,036
	2. Кора выветривания			2,0				0,070
	3. Известняк			2,7				0,48
	4. Мрамор			2,7				0,48
	5. Базальтовый липарит			2,7				0,60
	6. Мраморизованный диорит			2,8				0,54
	7. Диориты			2,9				0,60
	8. Базальты			2,67				0,60
	9. Метасоматиты			2,72				0,62
	10. Базальтовый диорит			2,8				0,60
	11. Конгломераты			2,0				0,30

Обоснованные параметры бортов карьеров месторождений полезных ископаемых Центрального Казахстана

Месторождение (карьер, размеры в плане, кол-во разрезов, год расчета)	Основные типы пород, слагающих борта карьера	Высота борта, карьера	Угол наклона борта		Коэффициент устойчивости рекомендуемого борта карьера n_y с коэффициентом запаса $n_z=1,3$
			расчетный	рекомендуемый	
1	2	3	4	5	6
1.Каратас (Каратас -I, 1080x520м, 8 разрезов, 1981г.)	1.Граниты выветрелые 2.Гранодиориты выветрелые 3.Гранодиориты 4.Гранодиориты средне-крупнозернистые трещиноватые 5.Скарны 6.Кварцевые диориты	Меднорудные			1,19-3,49
		210	58-84	43	
2.Каратас (Каратас-II, 1140x560 м, 4 разреза, 1981г.)	1.Граниты выветрелые 2.Гранодиориты выветрелые 3.Гранодиориты 4.Граниты 5.Кварцевые диориты 6.Гранодиориты крупно-зернистые плотные	255	56-66	43	1,25-1,51
3.Айдарлы (карьер, 2750x2250 м, 9 разрезов, 1981г.)	1.Кварцевые диориты выветрелые 2.Гранодиорит-порфиры выветрелые 3.Гранодиорит-порфиры 4.Кварцевые диориты	700	40-47	39-40	1,02-1,17

Продолжение приложения 2

1	2	3	4	5	6
4.Саякское (Гастау, 1000х400м, 5 разрезов, 1977г.)	1.Песчаники 2.Мраморы 3.Туфоалевролиты 4.Гранодиориты 5.Диориты 6.Гранодиоритовые скарны	65-155	67-70	38-55	1,37-2,00
5.Саякское (Саяк, 450х400м, 7 разрезов, 1978г.)	1.Туфоалевролиты 2.Песчаники 3.Мраморы 4.Гранатовые скарны 5.Гранодиориты 6.Диориты	90-140	71-82	42-48,5	1,35-2,62
6.Саякское (Саяк-I, 1300х780м, 8 разрезов, 1978г.)	1.Туфоалевролиты 2.Песчаники 3.Мраморы 4.Гранатовые скарны 5.Гранодиориты 6.Диориты	120-170	50-71	30-50	1,10-1,37
7.Жезказганское (Златоуст-Беловский, 8 разрезов, 1976г.)	1.Красные сланцы 2.Розовые песчаники 3.Красные алевролиты 4.Серые песчаники 5.Зеленовато-серые песчаники	100	70-75	50	1,75-3,49
8.Жезказганское (Средне-Спасский, 1500х500м, 12 разрезов, 1993г.)	1.Песчаники красные, бурые 2.Песчаники зеленова-серые 3.Песчаники серые 4.Аргиллиты 5.Алевролиты красные, бурые	124-186	70-80	40-45	>2,00

Продолжение приложения 2

1	2	3	4	5	6
9.Борлинское (Центральный, 6 разрезов, 1981г.)	1.Гранодиориты гидротермально измененные 2.Граниты 3.Гранодиориты интервалами окварцованные и порфиорованные 4.Вторичные кварциты	<i>Полиметаллические</i>			1,50-4,66
		105-204	57-72	47-55	
10.Борлинское (Восточный, 6 разрезов, 1981г.)	1.Гранодиориты гидротермально измененные 2. Гранодиориты интервалами окварцованные и порфиорованные 3.Вторичные кварциты	100	70-75	50	1,57-3,49
11.Верхнекайрактинское (карьер, 1000x1000м, 8 разрезов, 1981г.)	1.Алевролиты выветрелые 2Песчаник выветрелый 3.Алевролиты 4.Песчаники 5.Габбро-диабазы	50-200	30-51	27-50	1,50-3,00
12.Карагайлинское (Главный, 1240x740м, 1955г.)	1.Сланцы кремнисто-глинистые 2.Роговики 3.Песчаники поликмитовые 4.Кварцевые породы 5.Скарны	270-400		41-45	>1,20
13. Карагайлинское (Дальний, 9 разрезов, 1982г.)	1. Габбро-диариты 2Алевропесчаники 3.Роговики темно-серые 4.Джеспилиты 5.Диабазы 6.Тонолиты 7.Роговики светло-серые 8.Руда	105-204	57-72	47-55	1,50-4,66

Продолжение приложения 2

1	2	3	4	5	6
	9.Известняки 10.Роговики джеспилитовидные				
14.Карагайлинское (Южный, 1500х600м, 6 разрезов, 1980г.)	1.Переслаивание песчаников с туфоалевролитами 2.Темно-серые роговики 3.Роговики овоидные 4.Прослойно-скарнированные роговики 5.Гранодиорит-порфиры 5.Габбро-диориты 7.Скарн гранатовый 8.Барит-галенитовая руда	45-130	64-90	30-45	1,80-2,40
15.Алайгырское (Восточный, 4 разреза, 1987г.)	1.Суглинки 2.Туфоалеролиты 3.Туофпесчаники 4.Туфы липаритовых порфиров 5.Лиापарит-порфир измененный 6.Липарит-порфир неизмененный	90-136	80	40	4,32-6,44
16.Алайгырское (Западный, 2 разреза, 1987г.)	1.Кремнисто-глинистый сланец 2.Диориты 3.Известняки 4.Углисто-глинистые сланцы 5.Туфопесчаники 6.Туфы липаритовых порфиров 7.Липарит-порфир неизмененный 8. Липарит-порфир измененный	195	61	40	1,44

Продолжение приложения 2

1	2	3	4	5	6
17.Абызское (Абыз, 700х400м, 9 разрезов, 1989г.)	1.Диорит порфирированный 2.Туфы андезито-базальтовые 3.Метасоматиты 4.Песчаники 5.Гравелиты 6.Выветрелые туфы 7.Песчаники и алевролиты переслаивающиеся 8.Известняки 9.Липариты 10.Глина (Влажность 26%)	132-177	57-80	40	1,40-3,05
18.Алпысское (карьер №1, 500х400м, 4 разреза, 1979г.)	1.Кварцы 2.Туфы среднего состава 3.Серицит-порфирит-кварцевые метасоматиты	160	53-69	40	1,27-1,74
19.Алпысское (карьер №2, 800х400 м, 9 разрезов, 1989г.)	1.Кварцы 2.Туфы среднего состава 3.Серицит-порфирит-кварцевые метасоматиты	160	47-76	40	1,16-2,01
20.Коктенколь (Коктенколь, 4200х1500 м, 14 разрезов, 1983г.)	1.Кора выветривания (суглинки, глина) 2.Эффузивно-осадочные породы 3.Кристаллотуфы липарит-дацитового состава 5.Граниты 6.Кристаллотуфы 7.Алевролиты 8.Литотуфы	<i>Молибденовые</i>			1,21-1,74
		230-460	35-65	24-40	

Продолжение приложения 2

1	2	3	4	5	6
	9.Переслаивание роговиков, алевролитов и алевропесчаников 10.Известняки мраморизованные				
21.Катпарское (Северный Катпар, 1300х1000м, 6 разрезов, 1990г.)	1.Глинистые отложения 2.Скарнированный известняк 3.Туфоалеролиты 4.Дайки диоритов 5.Углистый известняк	400	37,5-45	30-38	1,196-1,209
22. Кентобинское (карьер, 13 разрезов)	1.Скарнированные роговики 2.Роговики 3.Пироксен-гранатовые скарны 4.Углисто-кремнистые сланцы 5.Ороговикованные углисто-глинистые сланцы	<i>Железорудные</i>			1,30
		100-200	38-68	35-40	
23.Алексеевское доломитовое (карьер №1, 8 разрезов, 1978г.)	1.Доломито-сланцевая толща 2.Доломиты 3.Глинисто-углисто-кремнистые сланцы 4.Кварцево-серицитовые сланцы 5.Выветрелые сланцы	<i>Нерудные</i>			1,16-1,59
		60-108	47,5-65	40-45	
24.Буландинское щебеночное (Буланды, 1300х550 м, 6 разрезов, 1986г.)	1.Граниты выветрелые каолинизированные 2Граниты порфиридовидные трещиноватые 3.Граниты плотные	113-139	63-68	50	1,31-1,45

Окончание приложения 2

1	2	3	4	5	6
25.Топарское известняковое (карьер №1, 500х300м, 6 разрезов, 1978г.)	1.Известняки окремненные 2.Известняки флюсовые 3.Кремнисто-глинистые сланцы 4.Глинистые отложения 5.Выветрелые глинистые сланцы	116-197	44-62	40-45	1,12-1,56
26.Топарское известняковое (карьер №2, 1500х600м, 7 разрезов, 1978г.)	1.Известняки окремненные 2.Известняки флюсовые 3.Кремнисто-глинистые сланцы 4.Глинистые отложения 5.Выветрелые глинистые сланцы	140-210	42-57	40-45	1,13-1,40

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
1 Основная терминология при обеспечении устойчивости карьерных откосов	5
1.1 Основные понятия об открытых горных работах	5
1.2 Элементы и терминология в геомеханике (геотехнике)	7
2 Краткая горно-геологическая характеристика месторождений полезных ископаемых Казахстана	12
2.1 Меднорудные месторождения	13
2.2 Золоторудные месторождения	27
2.3 Полиметаллические месторождения	36
2.4 Железорудные месторождения	40
2.5 Марганцевые месторождения	48
2.6 Угольные месторождения	55
2.7 Анализ горно-геологической изученности месторождений и их классификация согласно инженерно-геологическим комплексам и устойчивости горных пород в бортах карьеров	68
2.8 Горные породы и их изменяемость в земной коре	80
3 Проблема обеспечения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров	89
3.1 Фактическое состояние карьерных откосов	89
3.2 Анализ факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов	95
4 Исследование физико-механических свойств горных пород и породных контактов	114
4.1 Методика отбора проб горных пород для лабораторных исследований	114
4.2 Лабораторные исследования физико-механических свойств горных пород	119
4.3 Натурные испытания горных пород	129
4.4 Прочностные характеристики пород на основе обратных расчетов оползней на карьерах и угольных разрезах	135
4.5 Прочность породных контактов	143
4.6 Классификация горных пород месторождений Казахстана по степени прочности	154

5	Изучение структуры прибортовых массивов на карьерах	157
5.1	Методика изучения трещиноватости горных пород.....	157
5.2	Съемка трещиноватости горного массива	161
5.3	Обработка данных замеров трещиноватости пород	162
5.4	Новый способ съемки трещиноватости пород прибортовых массивов с помощью лазерного 3D сканера	163
5.5	Результаты исследования нарушенности горных пород по месторождениям Центрального Казахстана	170
5.6	Создание трехмерных моделей карьеров	177
6	Расчет и оценка устойчивости бортов карьеров.....	182
6.1	Обоснование прочностных характеристик горных пород	182
6.2	Методы расчета устойчивости откосов	185
6.3	Метод многоугольника сил.....	189
6.4	Расчет устойчивости бортов при отсутствии поверхностей ослаблений	192
6.5	Численно-аналитический способ расчета устойчивости откосов	196
6.6	Расчет устойчивости откосов при наличии поверхностей ослабления	200
7	Геомониторинг состояния устойчивости откосов уступов и бортов карьеров	208
7.1	Создание автоматизированного геомониторинга за состоянием устойчивости карьерных откосов	209
7.2	Научно-методические основы концепции геомониторинга ...	210
7.3	Инструментальный контроль за состоянием устойчивости прибортовых массивов карьеров	212
7.4	Создание системы геомониторинга прибортовых массивов на карьерах	245
8	Технологические схемы заоткоски откосов уступов на карьерах .	256
8.1	Исследование и совершенствование заоткоски откосов уступов на предельном контуре	256
8.2	Изучение характера разрушения массива на плоских моделях	266
8.3	Совершенствование способа наблюдений за деформированием уступов при буровзрывных работах	271
8.4	Результаты промышленно-экспериментальных работ при постановке уступов на проектный контур	275
9	Укрепление откосов уступов и бортов карьеров	283
9.1	Способы укрепления прибортовых массивов на карьерах.....	283

9.2	Механические способы укрепления откосов	286
9.3	Механическое укрепление транспортной бермы на западном борту карьера «Коньрат»	291
9.4	Искусственное упрочнение массива.....	295
9.5	Смолоинъекционное укрепление породных массивов	298
9.6	Разработка методики расчета параметров укрепленных откосов	304
	Заключение	321
	Список использованных источников	324
	Приложения	328

Научное издание

Коллектив авторов:
Низаметдинов Фарит Камалович
Ожигин Сергей Георгиевич
Ожигина Светлана Борисовна
Долгоносов Виктор Николаевич
Радей Карел
Станькова Гана

**МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ
ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ**

Издательство:
Научно-исследовательский геодезический, топографический и картографический
институт, пгт.
Здибы, Чешская Республика

ISBN 978-80-85881-37-0

*Для обложки был использован фрагмент гипсометрического плана Праги рыцаря
Карела Коржистки 1858 года с исключением ситуации*

© VÚGTK, v.v.i. 2015

Научное издание

**Коллектив авторов:
Низаметдинов Фарит Камалович
Ожигин Сергей Георгиевич
Ожигина Светлана Борисовна
Долгоносов Виктор Николаевич
Радей Карел
Станькова Гана**

**МОНИТОРИНГ СОСТОЯНИЯ
ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ**

**Издательство:
Научно-исследовательский геодезический,
топографический и картографический институт, пгт.
Здибы, Чешская Республика**

ISBN 978-80-85881-37-0

*Для обложки был использован фрагмент гипсометрического
плана Праги рыцаря Карела Коржистки
1858 года с исключением ситуации*

© VÚGTK, v.v.i. 2015

