

Карагандинский технический университет

УДК 622.271:622.272

На правах рукописи

ЗЕЙТИНОВА ШОЛПАН БЕКЖИГИТОВНА

**Научно-методические основы заложения шахтного ствола при
комбинированной разработке рудных месторождений**

6D070700 – Горное дело

Диссертация на соискание степени
доктора философии (PhD)

Научные консультанты:
доктор технических наук,
профессор
Т.К. Исабек

доктор технических наук,
профессор
К. Дребенштедт
(Технический университет
Фрайбергская горная академия)

Республика Казахстан
Караганда 2020

СОДЕРЖАНИЕ

ОПРЕДЕЛЕНИЯ	4
ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ	5
ВВЕДЕНИЕ	6
1 ОБЗОР И АНАЛИЗ ПРАКТИКИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ВСКРЫТИИ ПОДЗЕМНОЙ ЧАСТИ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ ШАХТНЫМИ СТВОЛАМИ	10
1.1 Опыт разработки рудных месторождений открыто-подземным способом (комбинированная разработка) с применением схем вскрытия вертикальными стволами.....	10
1.2 Систематизация и классификация способов подземного вскрытия при комбинированной разработке месторождений.....	21
1.3 Постановка цели и задач исследований.....	34
1.4 Выводы по разделу 1.....	38
2 НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫБОРА БЕЗОПАСНОГО МЕСТА РАСПОЛОЖЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	39
2.1 Особенности инженерных и геомеханических задач при комбинированной разработке месторождений, вскрываемых вертикальными шахтными стволами.....	39
2.2 Оценка устойчивости подработанных бортов и уступов карьера для определения области возможного расположения стволов.....	40
2.3 Существующие методы выбора способов вскрытия и местоположения вертикальных стволов при подземной разработке месторождений.....	46
2.3.1 Выбор схемы вскрытия и места заложения шахтных стволов по методу Шевякова Л.Д.....	49
2.3.2 Определение места заложения основной вскрывающей выработки по методу проф. П. К. Соболевского.....	52
2.3.3 Методы определения оптимального места заложения вертикальных стволов в трудах зарубежных исследователей.....	54
2.4 Оценка возможности открыто-подземной разработки на основе определения граничного коэффициента вскрыши и конечного контура карьера.....	57
2.5 Научно-методические принципы установления области безопасного места заложения вертикальных стволов в условиях комбинированной разработки месторождений.....	60
2.6 Выводы по разделу 2.....	65
3 ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕЛИЧИНЫ ОТСТОЯНИЯ ШАХТНЫХ (ВЕРТИКАЛЬНЫХ) СТВОЛОВ ОТ БОРТОВ КАРЬЕРА В УСЛОВИЯХ РУДНИКА «УШКАТЫН-3» АО «ЖАЙРЕМСКИЙ ГОК»	67

3.1 Выбор места размещения вертикального ствола при условии отработки рудника «Ушкатын-3» при переходе на комбинированную разработку.....	67
3.2 Расчет устойчивости карьерных откосов с целью обоснования безопасной зоны для геомеханической модели неоднородного откоса.....	71
3.3 Обоснование величины отстояния ствола от верхней бровки северного борта карьера «Ушкатын-3».....	80
3.4 Определение места заложения ствола по методике ОС БАБО.....	83
3.5 Выводы по разделу 3.....	90
4. ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВБЛИЗИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ.....	92
4.1 Выбор программного комплекса ANSYS Workbench для проведения математического численного моделирования.....	92
4.1.1 Моделирование круглой формы карьера	94
4.1.2 Моделирование эллипсоидной формы карьера	101
4.2 Разработка обобщенной методики выбора безопасного места заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений.....	122
4.3 Выводы по разделу 4.....	123
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	125
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	127
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	134

ОПРЕДЕЛЕНИЯ

В настоящей диссертации применяются следующие термины с соответствующими определениями:

Месторождения полезных ископаемых – естественные скопления полезного ископаемого в той или иной части земной коры, разработка которого при данном экономическом состоянии считается целесообразной.

Вертикальный ствол – капитальная горная выработка, имеющая выход непосредственно на земную поверхность, открывающая доступ к полезному ископаемому, предназначенная для обслуживания подземных горных работ.

Открытые горные работы – способ добычи полезных ископаемых с поверхности земли с помощью открытых горных выработок.

Подземная разработка месторождений – добыча полезных ископаемых без нарушения дневной поверхности путем проведения системы подземных горных выработок.

Комбинированная разработка месторождений – последовательная или одновременная разработка месторождений открытым и подземным способами.

Подкарьерные запасы – запасы, находящиеся ниже отметки дна карьера, подлежащие подземной отработке.

Зона обрушений – часть области сдвижения горных пород, подвергающаяся обрушению.

Касательные напряжения – составляющая напряжения, касательная к плоскости, на которую действуют силы.

Нормальные напряжения – напряжения, расположенные перпендикулярно к сечению элемента.

Объемный вес горных пород – отношение веса основных агрегатных фаз породы (твердой, жидкой, газообразной) к объему.

Численное моделирование – моделирование поведения объекта, процесса, явления путем получения численного решения уравнений математической модели [1].

Метод конечных элементов – сеточный метод численного решения задач математической физики, в котором дискретизация исходных краевых задач производится на основе вариационных или проекционных методов при использовании специальных конечномерных подпространств функций, определяемых выбранной сеткой [1].

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

НДС	– Напряженно-деформированное состояние
ТЭО	– Техничко-экономическое обоснование
ГОК	– Горно-обогатительный комбинат
УПГР	– Участок подземных горных работ
КГЦМ	– Казахстанский государственный институт по проектированию предприятий цветной металлургии «Казгипроцветмет»
ЦУ	– Центральный участок
СИМЛ	– Скользящий интерполирующий многочлен Лагранжа
ПЭВМ	– Персональная электронная вычислительная машина
ОС БАБО	– Омирзак Сабденбекулы Бірлік алаңшадағы бағанның орнықтылығы
МКЭ	– Метод конечных элементов
КЭМ	– Конечно-элементная модель

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность и краткое содержание рассматриваемой проблемы: Развитие горнорудной промышленности в Республике Казахстан в последние годы сопровождается вводом в эксплуатацию новых подземных горизонтов для многих действующих месторождений полезных ископаемых, разработка которых первоначально начиналась открытым способом. С увеличением глубины открытых горных работ объем вскрыши резко увеличивается и открытая разработка становится нерентабельной, так как дальнейшая добыча полезных ископаемых требует выполнения значительного объема горно-капитальных и подготовительных работ. По этой причине на территории республики ряд крупных рудных месторождений («Нурказган», «Кентобе», «Саяк», «Акжал», «Ушкатын-3» и др.) стали осуществлять переход с открытого способа на подземную разработку полезных ископаемых, то есть к открыто-подземному комбинированному способу (комбинированной разработки).

При переходе с открытого способа разработки на подземный на первой же стадии возникает проблема с решением задач, связанных со вскрытием подземной части месторождения – это в первую очередь, выбор схемы вскрытия, типа главной вскрывающей выработки и безопасного места его расположения. Комбинированная разработка являясь относительно новым направлением в горном деле, содержит в себе в плане малоизученности отдельные аспекты, которые требуют необходимости проведения специальных исследований. Рассматриваемая в работе проблема правильного выбора безопасного места заложения вскрывающей выработки в условиях комбинированной разработки, в частности вертикальных стволов, с расчетом их устойчивости с позиций усложненной геомеханики является как раз этой малоисследованной областью. Решение этой задачи влияет на эффективность вскрытия и подготовки подземной части месторождения и в целом на весь процесс полной отработки месторождения.

С учетом вышесказанного решение геомеханических задач, влияющих на проблему выбора места заложения шахтных стволов при комбинированной разработке в условиях усложненного геомеханического состояния массива, возникающего под влиянием и подземных, и открытых горных работ является важной научно-технической задачей. Существующие методики определения факторов влияющих на выбор и обоснование места расположения и расчета устойчивости вертикальных выработок вряд ли могут обеспечить достоверный результат из-за того, что в них привязка выработок осуществлялась к чисто подземной выемке в ранее незатронутом массиве.

В целом при проектировании рудника (шахты) правильность выбора места заложения ствола связана с тем, что от этого зависит, во-первых, суммарная длина транспортных и вентиляционных выработок, а следовательно, затраты на их проведение и поддержание, а во-вторых, суммарный путь подземного грузопотока и вентиляции, следовательно, расходы на транспортирование грузов, проветривание горных выработок, потери полезного ископаемого

(причины потери). При разработке месторождений комбинированным способом приконтурная часть массива подвергается многократному воздействию нагрузок одновременно открытых и подземных работ. Такой способ разработки приводит к осложнению состояния массива под влиянием различных факторов, которые постоянно развиваются в пространстве и во времени.

В связи с этим, задача выбора места заложения шахтных стволов и оценка геомеханического состояния массива горных пород вблизи них при комбинированном (подземно-открытом) способе отработки рудных тел является важной и актуальной проблемой как для исследователей, так для производственников.

Целью работы является обоснование безопасного места заложения шахтного ствола на основе изучения закономерностей влияния прикарьерного массива горных пород при комбинированной разработке рудного месторождения.

Идея работы заключается в выборе безопасного места заложения шахтного ствола в условиях комбинированной разработки рудного месторождения на основе изучения напряженно-деформированного состояния массива в его окрестности с учетом нового фактора техногенного воздействия – открытого карьерного пространства.

Задачи исследований:

- обзор и анализ современного состояния вопроса вскрытия месторождений вертикальными стволами в мировой практике в условиях перехода с открытой разработки месторождений на подземный;
- проведение систематизации и разработка новой уточненной классификации способов вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке;
- выявление особенностей инженерных и геомеханических задач при комбинированной разработке месторождений, вскрываемых вертикальными шахтными стволами;
- научно-экспериментальные исследования по определению величин отстояния вертикальных шахтных стволов от верхней бровки борта карьера;
- численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива в зонах расположения вертикальных стволов, с учетом параметров карьера, глубины разработки, физико-механических свойств горных пород и др.;
- разработка обобщенной методики выбора местоположения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Область безопасного местоположения вертикального шахтного ствола при комбинированной разработке с учетом влияния нового фактора техногенного воздействия – открытого карьерного пространства определяется на основе оценки устойчивости бортов карьера и процессов сдвижения горных пород в приконтактной зоне карьера.

2. Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния прикарьерного массива в зоне расположения вертикальных стволов позволяет оценить характер напряжений от конструктивных параметров карьера, глубины разработки, физико-механических свойств горных пород и формы карьера.

Научная новизна работы:

– классификация способов подземного вскрытия при комбинированной разработке месторождений;

– математическая модель напряженно-деформированного состояния массива вблизи вертикальных выработок для условий комбинированной разработки месторождений с использованием метода конечных элементов;

– установленные зависимости изменения значений напряжений вокруг вертикального ствола от глубины расположения исследуемых точек, глубины карьера, расстояния от верхней бровки борта карьера до ствола;

– обобщенная методика выбора безопасного места расположения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений.

Практическая значимость работы заключается:

1. В разработке методических положений и требований по выбору местоположения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений;

2. Классификация способов подземного вскрытия при комбинированных способах разработки месторождений, позволяющая систематизировать научно-методические принципы и критерии установления области безопасного места заложения вертикальных стволов в условиях открыто-подземной разработки месторождений.

3. Методические положения по выбору безопасного отстояния (местоположения) вертикального шахтного ствола от верхней бровки карьера, основанная на оценке устойчивости бортов карьера и процессов сдвижения горных пород в приконтактной зоне карьера.

4. Математическая модель напряженно-деформированного состояния массива вблизи вертикальных выработок при комбинированной разработке месторождений с использованием метода конечных элементов.

5. Обобщенная методика выбора безопасного местоположения вертикального шахтного ствола в условиях комбинированной разработки месторождений.

Методы исследований. Для решения поставленных задач в диссертации применен комплексный метод исследований, включающий анализ и обзор состояния вопроса вскрытия месторождений вертикальными стволами в условиях перехода с открытой разработки месторождений на подземный, научно-экспериментальные исследования в производственных условиях, численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива, анализ результатов моделирования, использование компьютерных программ.

Достоверность и обоснованность научных положений, результатов и

ВЫВОДОВ подтверждаются комплексом выполненных научно-исследовательских работ, проведенных в условиях Жайремского ГОК; результатами численного моделирования напряженно-деформированного состояния массива вблизи вертикальных выработок при комбинированной разработке месторождений, показатели физико-механических свойств горных пород у которого аналогичны условиям месторождения «Акжал».

Апробация работы и публикации. Основные положения работы докладывались и получили одобрение на научных семинарах кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» НАО «Карагандинский технический университет»; на Международных научно-практических конференциях «Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации» (Караганда: КарГТУ, 2015-2018, 2020); Materials of the XII international scientific and practical conference. Scientific horizons (2016). Отдельные положения диссертации были выполнены в рамках научно-исследовательских госбюджетных тем: №AP05135203 «Разработка интеллектуальных информационных систем для расчета технологических параметров процессов горного производства» (грантовое финансирование научных исследований МОН РК на 2018-2010 гг.) (Приложение А).

Результаты научных исследований внедрены в учебный процесс по профильным дисциплинам специальности «Горное дело» и в обобщенной методике выбора безопасного места заложения шахтного вертикального ствола при комбинированной разработке месторождений, согласованной Генеральным директором ТОО «Nova-Цинк» и утвержденной исполнительным директором НАО «КарГТУ» (Приложения Б).

Основные положения и результаты выполненных исследований изложены в 13 печатных трудах, в том числе 4 опубликованы в изданиях, рекомендованных ККСОН МОН РК; 2 опубликованы в международном издании, входящем в базу данных компании Scopus.

Структура и объем диссертационной работы. Диссертационная работа состоит из введения, 4 разделов и выводов, изложенных на 133 страниц печатного текста, содержит 93 рисунков, 9 таблиц, списка использованных источников из 89 наименований и 6 приложений на 32 страницах.

Автор выражает благодарность отечественному научному консультанту д.т.н., проф. Исабек Т.К. и зарубежному научному консультанту д.т.н., проф. Карстену Дребенштедту, а также профессорско-преподавательскому составу кафедры РМПИ за поддержку и оказание помощи при выполнении научной работы.

1 ОБЗОР И АНАЛИЗ ПРАКТИКИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ВСКРЫТИИ ПОДЗЕМНОЙ ЧАСТИ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ ШАХТНЫМИ СТВОЛАМИ

1.1 Опыт разработки рудных месторождений открыто-подземным способом (комбинированная разработка) с применением схем вскрытия вертикальными стволами

Как известно основными способами разработки твердых полезных ископаемых являются открытый и подземный способы. Однако, анализ мировой практики разработки месторождений твердых полезных ископаемых указывает также на широкое применение в последние 50-60 лет комбинированного способа разработки.

Комбинированная разработка месторождений на отечественных и зарубежных горнодобывающих предприятиях применяется в связи с переменчивой глубиной залегания месторождений, что характерно в основном для залежей крутого и наклонного падения.

Сущность комбинированной разработки заключается в том, что верхние горизонты разрабатываются открытым способом, а нижние подземным.

На таких месторождениях распространение получило в основном следующая схема: первоначальная отработка верхнего участка залежи неглубоким карьером (до глубины 80-100 м иногда более), затем строительство подземного рудника, осуществляемое параллельно с доработкой запасов карьера.

При вскрытии подкарьерных запасов, подлежащих подземной разработке, может использоваться образовавшееся карьерное пространство. Большое распространение получила проходка с берм бортов или непосредственно со дна карьера вертикальных и наклонных вскрывающих выработок, штолен, съездов. При параллельной отработке запасов открытым и подземным способами широко применяется совместное использование транспортных выработок для выдачи рудной массы из карьера и подземного рудника, размещения подземного дробильного комплекса, вспомогательного и ремонтного хозяйств в самом карьере.

Кроме того, широкое применение получил способ доработки подкарьерных запасов со вскрытием подземной части вне пределов карьерного пространства. После окончания открытых горных работ подземные горизонты вскрываются капитальными горными выработками (вертикальными, наклонными стволами, штольнями, гезенками).

В зависимости от глубины залегания месторождения запасы, залегающие ниже карьера, часто вскрываются вертикальными и наклонными стволами, пройденными с поверхности вне зоны карьера и используются для выдачи руды, спуска и подъема людей, вентиляции. Преимуществом данных схем вскрытия является существенное сокращение сроков строительства подземного рудника и снижение капитальных затрат за счет уменьшения протяженности

главных и вспомогательных подземных выработок.

Достаточно большой практический опыт горных предприятий в Казахстане, России и дальнем зарубежье показывает широкое распространение комбинированного способа отработки месторождений твердых полезных ископаемых с использованием вертикальных шахтных стволов для вскрытия подземной части месторождения.

Рассмотрим наиболее известные случаи комбинированного способа разработки месторождений в Казахстане и мире.

Золото-медное месторождение Нурказган (Республика Казахстан) является одним из новых месторождений, которое первоначально разрабатывалось открытым способом, затем перешел на подземный способ добычи. Месторождение расположено в Карагандинской области, недалеко от г. Темиртау, было открыто в 2003 г.

Первые вскрышные и добычные работы на месторождении начались в сентябре 2003 г. За первые 4 месяца здесь добыто 292 тыс. т медной руды, 1,5 т серебра и 88 кг золота.

Месторождение имеет форму штока. До глубины 180 м разрабатывалось открытым способом, в настоящее время разрабатывается подземным способом. Подземная разработка производилась системами разработки с подэтажным обрушением, подэтажи высотой 30 м располагаются в шахматном порядке. Принятая система разработки не предусматривает оставление целиков и обеспечивает минимальные потери полезных ископаемых (10%).

По горно-геологическим условиям залегания рудных тел на месторождении выбран комбинированный способ отработки: отработка верхних горизонтов открытым способом и нижних горизонтов – подземным способом [2, 3].

Граничная глубина разработки открытым способом составляет 180 м (отм. 360 м) и ниже с переходом на подземный способ разработки. Вскрытие запасов, отнесенных для подземного рудника производится вертикальными стволами, расположенными вне границ зон сдвижений при подземной разработке. Основными вскрывающими выработками являются вертикальные «Скипо-клетевой», «Воздухоподающий», «Вентиляционный» стволы и горно-капитальные выработки рудных горизонтов, располагаемые через 60 м по высоте. «Воздухоподающий» и «Вентиляционный» стволы располагаются на противоположных флангах месторождения. Комбинированный способ отработки по данной схеме принят как основной вариант при составлении ТЭО промышленных кондиций Западного участка месторождения (рисунок 1.1) [2, с.11].

Глубина карьера ограничивается отм. 360 м и запасы переходной зоны (подэтажи 335 и 305 м) вовлекаются в отработку подземным способом. Вскрытие этих запасов осуществляется съездом, проходимым с борта карьера на отм. 400 м. Одновременно с поверхности проходится транспортный уклон и вертикальный «Воздухоподающий-клетевой» ствол, которые имеют сообщения на уровнях концентрационных горизонтов. Выработки концентрационных

горизонтов располагаются на отм. 185 м, -60 м, -245 м и -420 м. Транспортный уклон и выработки концентрационных горизонтов снабжаются ленточными конвейерами для выдачи руды на поверхность и к обогатительной фабрике. Со ствола «Воздухоподающий-клетевой» через 100 м по высоте проходятся выработки рудных горизонтов. Рудные горизонты между собой соединяются транспортными съездами для передвижения самоходного оборудования. По мере понижения горных работ транспортные съезды, расположенные выше уровня рабочих горизонтов, используются для выдачи исходящей струи воздуха.

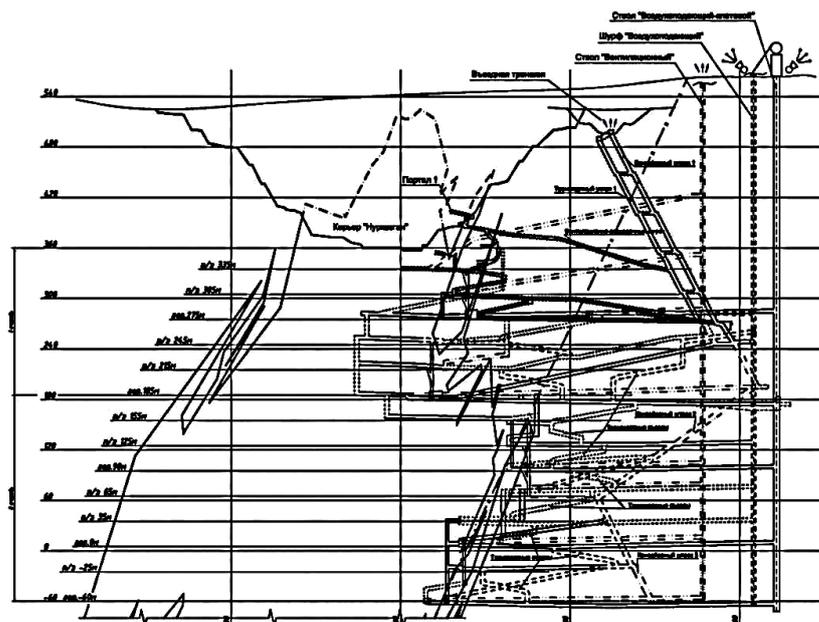


Рисунок 1.1 – Схема вскрытия месторождения Нурказган

Примечание – На рисунке вертикальные стволы: ствол «Воздухоподающий-Клетевой», шурф «Воздухоподающий», ствол «Вентиляционный»

Комплексное свинцово-баритовое и железо-марганцевое месторождение «Ушкатын-III» ОАО «Жайремский ГОК» (Республика Казахстан) находится на территории Атасуйского рудного района в 200 км от г. Карагады. Месторождение приурочено к так называемой восточной синклинали, к западному крутопадающему крылу (70-900) приурочены пласты железных, марганцевых и железо-марганцевых руд.

Промышленное свинцово-баритовое оруденение обособлено в восточной части месторождения. Оно протягивается по простиранию на 200 м, на глубину до 400-500 м. Описанные руды залегают на глубине 50-80 м от поверхности. Марганцевые руды месторождения «Ушкатын-III» отличаются от всех остальных месторождений СНГ.

В условиях месторождения Ушкатын-III наиболее целесообразной оказалась разработка запасов верхних горизонтов открытым способом с использованием существующего горно-технологического оборудования, а нижние горизонты – разрабатывать подземным способом [4].

Вскрытие месторождения на первом этапе предусматривалась посредством штолен, проведенных с нерабочих бортов карьера. Штольни по глубине понижения горных работ открытым способом располагаются через 48 м по вертикали, что соответствует высоте рудного горизонта и трехкратной высоте уступов при открытой разработке.

Согласно первоначальному проектному решению после завершения открытых горных работ предусматривалось увеличение производительности северной части участка подземных горных работ (УПГР) до 1000 тыс. т руды в год с вводом стволов «Вентиляционный 1» и «Вентиляционный-Слепой 1».

В дальнейшем, ствол «Вентиляционный 1» с вводом подземного рудника будет служить для выдачи исходящей струи воздуха и аварийного подъема людей.

С гор. 48 м до гор. -100 м вскрытие осуществляется транспортным уклоном с вывозом руды автосамосвалами на дно карьера.

На втором этапе отработки подземного рудника при выборе мест расположения вертикальных стволов и подготовки месторождения были учтены следующие техногенные обстоятельства и факторы [4, с.5]:

- необходимость отработки запасов верхних горизонтов карьером, а законтурных запасов северного и южного фланга – открыто-подземным способом;

- обязательное расположение вертикальных стволов и других горно-капитальных выработок за зоной опасных сдвижений пород;

- определение мест расположения вертикальных стволов за рекомендуемой зоной от карьера по рекомендациям КарГТУ [5];

- учет образовавшегося контура открытого пространства карьера на конец отработки и др.

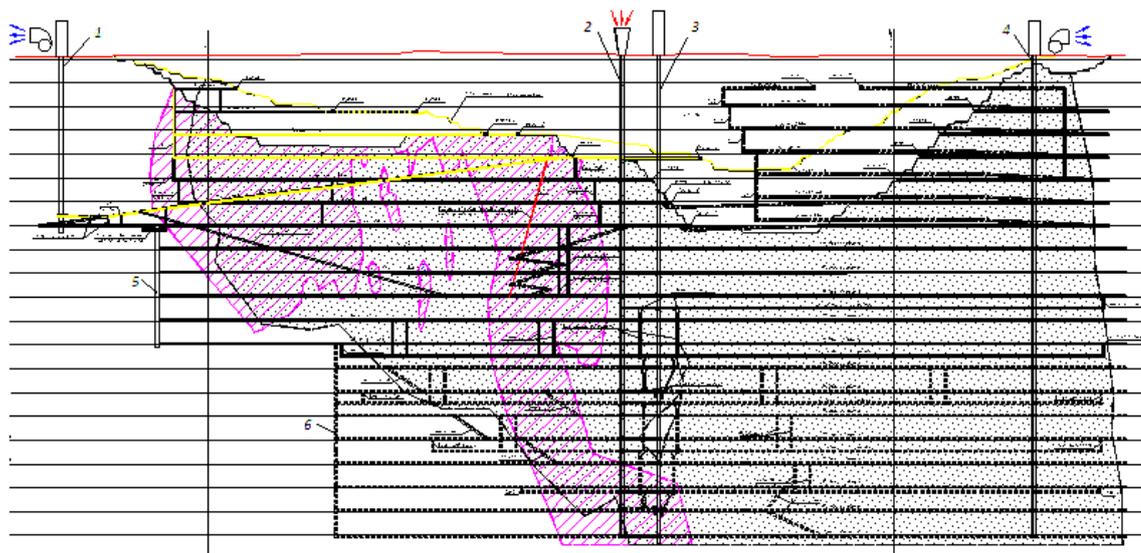
Для горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения Ушкатын- III были рассмотрены два варианта вскрытия [4, с.11]:

1. Схема вскрытия тремя вертикальными стволами в соответствии с техническим проектом Жезказганского проектного института (2006 г.) с расположением стволов на флангах месторождения: «Клетевого» и «Скипового» – на южном фланге; «Вентиляционного» – на северном фланге. Схема проветривания – фланговая;

2. Схема вскрытия четырьмя вертикальными стволами с расположением стволов: «Клетевой» и «Скиповой» по центру месторождения; вентиляционных стволов 1 и 2 по флангам. Схема проветривания – центрально-фланговая.

Схема вскрытия по варианту 2 оказалась более экономичной по сравнению с вариантом II за счет исключения второго вентиляционного ствола. Однако, данная схема вскрытия из-за увеличения годовой производительности не проходила по условиям вентиляции.

Схема вскрытия приведена на рисунке 1.2.



1 - ствол «Вентиляционный -1»; 2 - ствол «Клетевой»; 3 - ствол «Скиповой»; 4 - ствол «Вентиляционный-2»; 5 - «Вентиляционный-Слепой-1»; 6 - «Вентиляционный-Слепой-2»

Рисунок 1.2 – Схема вскрытия с 4-мя вертикальными стволами

Акжальское месторождение свинцово-цинковых руд (Республика Казахстан). Акжальское месторождение было открыто в 1880 г., добыча руды началась в 1935 г. Полномасштабная добыча руды началась с разработки месторождения открытым способом и с пуском в 1951 году обогатительной фабрики на 600 тыс. т руды в год. Месторождение представлено Центральным и Восточным карьерами, в настоящее время ведется разработка открытым способом только Центрального карьера [6].

Рудная зона месторождения «Акжал» условно делится на три участка: «Западный», «Центральный» и «Восточный»

Верхняя часть месторождения «Акжал» изначально предусматривалась к отработке открытым способом. Западный и Восточные участки отработаны карьерами. Центральный участок обрабатывается по проекту Гипроцветмета (КГЦМ) [6, с.151].

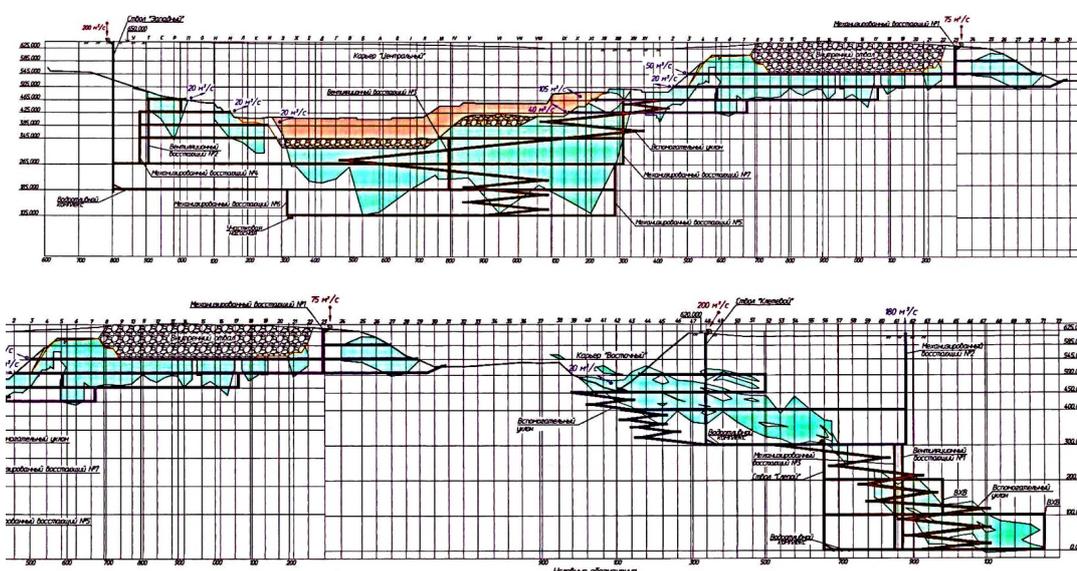
В 2013 г. КГЦМ разработал технико-экономическое обоснование вскрытия и отработки подземным способом участков «Центральный» и «Восточный» для восполнения выбывающих мощностей карьера «Центральный».

Годовая производительность Центрального и Восточного участков была принята в объеме 600 тыс т по каждому участку. Отработка подземным способом предусматривается с применением систем подэтажного обрушения с применением дизельного самоходного оборудования.

Подземная разработка неизбежно сопровождается деформированием горного массива, а по мере увеличения выработанного пространства процесс сдвижения может достигнуть даже поверхности. При переходе от открытой к подземной разработке присоединяются дополнительно новые факторы техногенного характера, возникающие от наличия открытого пространства карьера.

Месторождение «Акжал» относится к разряду малоизученных по процессу сдвижения горного массива. Средний угол падения рудных тел для Восточного участка составляет 190, для Центрального участка 850, коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова составляет: для руд - 6, для пород – 8 и более. Границы зон влияния подземных разработок и числовые значения нормативных угловых параметров сдвижения определялись в соответствии с существующими нормативами [7].

Проектом основные подкарьерные запасы месторождения должны вскрываться штольнями, вертикальными стволами и вентиляционными восстающими. Общий вид и схема вскрытия месторождения приведен на рисунке 1.3). Вскрытие и отработка запасов Центрального и Восточного участков по проекту осуществляется в две очереди. Очередность и характеристики вскрывающих выработок приведены в таблице 1.1.



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

- Проектные выработки 1 очереди ЦУ
 - Проектные выработки 1 очереди ВУ
 - Проектные выработки 2 очереди ЦУ и ВУ
- Рудные тела Центрального карьера
 - Пригрузка породы дна карьера ЦУ
 - Существующий контур карьера
 - Проектный контур карьера

а – Рудная залежь месторождения
 а – Центрального (ЦУ); б – Восточного (ВУ) участков месторождения

Рисунок 1.3 – Схема вскрытия месторождения «Акжал»

Таблица 1.1 – Очередность вскрытия и характеристики главных вскрывающих выработок

Участок	Очередность вскрытия	Главные вскрывающие выработки
1	2	3
Центральный участок. Годовая произво	1-я очередь. Восточный фланг Централь. карьера от разведочной линии (р.л.) XV	Штольня с восточного борта карьера Механизир. восстающий (м.в.) №1

дит. 600 тыс. т	до р.л. 22	
-----------------	------------	--

Продолжение таблицы 1.1

1	2	3
при одновременной работе 2-3-х горизонтов	2-я очередь. Центральная и западная части месторождения от р.л. XV до р.л. У.	Вертик. шахтный ствол «Западный»
		Механизир. восстающие (м.в.) №3-7
Восточный участок. Годовая производит. 600 тыс. т при одно временной работе 2-3-х горизонтов	1-я очередь. Вскрываются запасы от поверхности до отм. +300 м	Вентиляционный восстающий №2, 3
		Клетевой ствол (диаметр 6,5 м)
	2-я очередь. Вскрываются запасы от отм. +300 до 0 м.	Вспомогательный уклон (длина 1500 м). с борта карьера «Восточный»
		Механизир. и вентиляц. восстающие
		Слепой ствол (диаметр в свету 6,5 м)
		Механизир. и вентиляц. восстающие

Зыряновское месторождение полиметаллических руд (Республика Казахстан). Зыряновское месторождение находится в юго-восточной части Рудного Алтая в Республике Казахстан, в 210 км от г. Усть-Каменогорск. Промышленный центр – г. Зыряновск. Месторождение является одним из известнейших в мире.

Первые разработки (1791) велись открытым способом, затем была заложена первая шахта. В 1953 г. был пущен в эксплуатацию комплекс новых сооружений. С этого года начинается резкий рост добычи руды. Наряду с развитием подземной добычи руды на Зыряновском месторождении были запроектированы открытые горные работы и с 1955 г. началась комбинированная разработка с совмещением открытых и подземных горных работ. Глубина разработки составляла около 800 м. Карьером была отработана центральная часть месторождения до отметки – 140 м, включающую в себя старый Зыряновский рудник. В дальнейшем месторождение разрабатывалось двумя рудниками – Зыряновским и рудником им. XXII съезда КПСС, на долю которого приходилось более 80% добычи руды. Вскрытие месторождения при подземной разработке осуществлялось вертикальными стволами [8, 9].

В 2000 г. закончилась разработка одного из старейших в мире рудников, длившаяся 219 лет.

Малеевское месторождение открыто в 1810 г. Малеевское месторождение вскрывается вертикальными стволами шахт «Малеевская», «Скиповая», «Вентиляционная», «Воздуховыдающая» и этажными выработками 11-14 горизонтов [10, 11]. Дальнейшее вскрытие месторождения рассмотрено с выделением трех участков, отработку запасов руды на каждом из которых можно осуществить, по единой технологии.

Вскрытие 5-11 гор. Вскрытие участка предусматривается осуществить: вертикальными стволами шахт «Вентиляционная» и «Воздуховыдающая» и этажными квершлагами и штреками. Высота этажа – 50 м.

Вскрытие 11-14 гор. Практически осуществлено, рудник на их основе осуществляет свою производственную деятельность.

Вскрытие 14-16 гор. Вскрытие запасов руды в этаже 14-16 гор. предусматривается выполнить пройденным вертикальным стволом шахты

«Малеевская», оборудованным клетевым подъемом и этажными квершлагами и штреками 15, 16 гор. (высота этажа 50 м, а также наклонным съездом, вентиляционным и лифтовым восстающими с 14 на 16 гор. [11].

Механизированными выходами с участка являются ствол шахты «Малеевская» и лифтовой восстающий с 16 на 14 гор.

Все стволы шахт, круглого сечения с железобетонным и бетонным креплением.

Лениногорское месторождение (Республика Казахстан) [9, с.18]. находится в Восточно-Казахстанской области Республики Казахстан. Основной промышленный центр – г. Риддер. Полиметаллический комбинат включает несколько рудников, обогатительные фабрики и др.

На Лениногорском полиметаллическом комбинате комбинированная разработка велась с совмещением открытых и подземных работ с совмещением в одной вертикальной плоскости. Сырьевой базой комбината являются Риддер-Сокольное и Тишинское месторождения.

Риддер-Сокольное месторождение цинка, свинца, меди, золота и серебра разрабатывалось преимущественно подземным способом. Однако, в 1947-1977 годах в районе рудника «Лениногорский» использовалась комбинированная разработка: подземным (системы с обрушением) и открытым способом (Андреевский карьер). Средняя глубина карьера составляла 150 м, глубина подземных работ 540 м.

Для данной работы интерес представляет Тишинское месторождение [11; 12]. Центральная часть основного рудного тела с поверхности (отм. плюс 800-630 м) до уровня 5 горизонта (отм. плюс 430 м) отрабатывалась карьером. Ниже уровня 5 горизонта, а также в бортах карьера запасы отрабатывались подземным способом.

Запасы подземного рудника вскрыты вертикальными стволами. Вскрытие до 16 горизонта осуществлено вертикальными стволами шахт «Тишинская», «Вентиляционная», «Западная-Вентиляционная», наклонным съездом, до 6 и 10 горизонтов соответственно стволами шахт «РЭШ» и «Ульбинская», с 10 по 16 горизонт; шахта «Слепая-Ульбинская». Место заложения основных вскрывающих шахт «Тишинская», «Ульбинская», «Западная-Вентиляционная», «Вентиляционная» определены исходя из условия безопасного расположения грузо-транспортных потоков. Вскрытие месторождения было осуществлено по проекту вертикальными стволами шахт «Тишинская», «Вентиляционная», «Ульбинская», «Западная-Вентиляционная», «Слепая-Ульбинская» и наклонным съездом [8, с.150; 9, с.13; 11; 12].

Место заложения шахты «Вспомогательная» выбрано за пределами предлагаемой зоны сдвижения горных пород. Шахта «Вспомогательная» расположена в 1000 м на юго-восток от шахты «Западная-Вентиляционная» в пределах границ горного и земельного отводов рудника. К настоящему времени этажи 14-16 горизонтов вскрыты вертикальными стволами шахт «Тишинская», «Западно-Вентиляционная», «Вентиляционная», «Слепая Ульбинская» и наклонным съездом [8, с.126; 11].

Гайское месторождение медно-колчеданных руд (Россия) [8, с.154; 9, с.11]. Месторождение находится в Оренбургской области Российской Федерации. Рудное тело простирается на 3 км. Оруденение прослеживается на глубину свыше 1,5 км. Выявлено 50 рудных тел. В основном разрабатываются 2 рудных тела. Боковые породы и рудное тело имеют достаточно устойчивый характер (крепость составляет от 6 до 15).

Высокое содержание металлов в руде обусловило высокую рентабельность подземных горных работ, в связи с чем месторождение было решено обрабатывать комбинированным способом. Подземные работы ведутся на глубине 170-260 м на участках с богатым содержанием руды. Глубина открытого рудника 380 м, самая большая глубина достигает 1250 м. Вскрытие осуществлено 4 вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами. Запасы руд обрабатываемые подземным способом составляют до 30-40% от общих запасов.

Гайское месторождение разрабатывается открытыми и подземными технологиями с совмещением в вертикальной плоскости, начиная с середины 60-х годов XX века. Открытые и подземные работы были сначала разделены рудным, а затем искусственным целиком мощностью 60-80 м. Вскрытие запасов подземных горизонтов осуществлено группой вертикальных стволов, пройденных с поверхности, и вспомогательным наклонным съездом под самоходное оборудование, пройденным с бермы борта карьера [13].

Алтын-Топканское свинцово-цинковое месторождение расположено в Республике Таджикистан. Подавляющая часть свинцово-цинкового оруденения локализуется в скарнах. Скарново-рудная зона вытягивается на 20 км полосой в 3-4 км и представлена серией рудных тел. Наиболее перспективными из них были признаны Алтын-Топкан, Чал-Ата, Сардоб, Пай-Булак. Все месторождения Алтын-Топканского рудного поля расположены в гористой и сильно пересеченной местности с высотными отметками от 1200 до 1800 метров над уровнем моря. Месторождение с 1959 г. одновременно разрабатывался открытым и подземным способом [8, с.153].

Подземные разработки производят под карьером частично с оставлением опорных целиков, частично с креплением бетонными целиками. Частичный коэффициент вскрыши $13 \text{ м}^3/\text{м}^3$, средний для центрального – $6 \text{ м}^3/\text{м}^3$, а для западного – $6,8 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Максимальная глубина карьеров 250 м.

Подземная часть обрабатываемого месторождения вскрыто вертикальным стволом и от нее погоризонтным квершлагом.

Естюнинское месторождение (Россия) [9, с.59] железных руд разрабатывается последовательным открыто-подземным способом, при этом до глубины 140 м месторождение отработано карьером. На руднике принят комбинированный способ разработки со вскрытием подземной части вертикальными стволами. Участки массива месторождения, проветриваемые в режиме разрежения, извлекаются под предварительно созданным изолирующим навалом пород мощностью 30 м. На участках, где навал пород отсутствовал, для предупреждения замыкания вентиляционной струи на

атмосферу оставляли слой обрушенной руды мощностью 15-20 м.

Урановое месторождение «Ганнер» (Канада) [9, с.34; 10, с.31]. Месторождение расположено на берегу озера Атабаска в провинции Саскачеван. Месторождение открыто в 1952 г., а разрабатывается с 1955 г.

До 1958 г. всю руду добывали только открытым способом. В 1961 г. вступил в строй подземный рудник. Запасы месторождения более 4 млн. т руды с содержанием U_3O_8 в среднем 0,2%.

Проектом предусматривалась отработка основных запасов руды в южном борту карьера открытым способом, а затем подземным. С 1955 г. были начаты подготовительные работы для подземной разработки месторождения.

Вскрытие подземной части месторождения осуществлялось вертикальным стволом, расположенным в 48 м от юго-западного борта карьера на глубину около 600 м. Ствол оборудованный одной клетью и одним скипом вскрывает 13 горизонтов, расстояние между которыми по вертикали составляет 45 м.

Железорудное месторождение «Кирунавара» (Швеция) [9, с.37; 10, с.29]. Рудник «Кируна», разрабатывающий месторождения «Кирунавара», «Луоссавара» и «Ректорн», является наиболее крупным рудником Швеции. Основанный в начале XVIII в. рудник стал одним из крупнейших поставщиков железной руды в Европе. В 1956 г. рудником было добыто 10,3 млн. т руды, в 1957 г. – 10,7 млн. т.

Добыча руды производится одновременно открытым и подземным способами. В 1957 г. 56% всей добываемой руды поступило из карьера, 35% – из подземных выработок рудника «Кируна», а остальные 9% – из соседних месторождений «Луоссавара» и «Ректорн».

Разработку с 1957 г. стали постепенно переводить с открытого на подземный способ, предположительно, что работа карьера будет полностью остановлена, а подземный рудник будет доведен до производительности 12 млн. т руды в год.

Вскрытие рудного тела в общей сложности осуществлено 11 вертикальными и одним наклонным стволами, пройденными в лежачем боку рудного тела; этажными штреками, расположенными на отметках 275, 320, 370, 420, 509, 540, 740, 775 и 1000 м. Пройдены также 7 главных наклонных съездов и дополнительные спиральные съезды, обеспечивающие передвижение самоходных машин по всему предприятию. В схему вскрытия входят также системы вентиляционных стволов и 90 рудоспусков. Основные откаточные горизонты 540 и 775 м.

Алмазо-добывающий рудник «Фини» (ЮАР). Является крупнейшим предприятием в своей отрасли, осуществляющим последовательную открыто-подземную отработку запасов, представленных кимберлитовыми трубками. После достижения карьером предельной глубины 388 м предусматривается переход на подземную отработку прибортовых запасов, расположенных в треугольниках висячего и лежачего боков и торцовых частях кимберлитовых трубок.

При глубине карьера 280 м в 1986 г. был осуществлен переход на

комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт. Для этого с поверхности до горизонта 290 м пройден наклонный ствол длиной 1,3 км со специальным порталом для соединения с карьером. В стволе установлен конвейер с резиновыми лентами шириной 1200 мм [9, с.27].

Параллельно со строительством наклонного ствола в 1978 г. начали строительство подземного рудника и главного рудовыдачного вертикального ствола диаметром 9 м, который пройден на глубину 763 м.

Из-за значительных внутренних включений пустых пород предусмотрены меры для раздельной выдачи руды и породы. Основной ствол используют исключительно для выдачи руды, а разведочный ствол углубляют, оборудуют подъемной машиной и используют для выдачи породы.

Алмазный рудник «Премьер» (ЮАР). Рудником разрабатывается вертикальная трубка кимберлита, имеющая овальную форму размером 880x450 м на поверхности. Вмещающими породами являются устойчивые фелзиты. В центре трубки в голубую породу внедрен массив кварцитов, имеющий форму клина и постепенно исчезающий на глубине. До 1933 г. трубку отработали на глубину 186 м открытым способом. В 1945 г. при возобновлении работ перешли на подземную разработку системой с открытым очистным пространством. Вскрытие осуществлено тремя вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами [8, с.186].

На рудниках алмазодобывающей компания De Beers (рудники «Балтфонтейн», «Дьюйтспан», «Уэсселтон», «Ягерсфонтейн») открытые работы прекращены с 1908 г. При возобновлении работ в 1959-1962 гг. перешли на подземную разработку [8, с.186].

Вскрытие подземной части месторождения обеспечивается вертикальным стволом на глубину более 700 м, погоризонтными квершлагами и слепыми стволами на каждом горизонте.

Рудник «Принс-Лайэлл» (Австралия). Минерализованная зона, отработываемая карьером «Принс-Лайэлл», в 1972 г. первоначально была подготовлена к подземной эксплуатации [9, с.59].

Рудные тела, представленные параллельными линзами, содержат 400 млн. т руды со средним содержанием меди 1%. Длина их по простиранию 360 м, средняя мощность 61 м, угол падения 70-80°. Вмещающие породы представлены в основном кварц-серицитовыми кристаллическими сланцами с обширной трещиноватостью.

Вскрытие нижележащих горизонтов обеспечивается главным вертикальным шахтным стволом, транспортирование руды осуществляется по главному подъемному вертикальному стволу и выработкам доставочных горизонтов. Вентиляционный ствол располагается на одном из флангов в лежащем боку месторождения.

Рудник «Чамбиши» (Замбия) разрабатывается последовательным открыто-подземным способом месторождение медистых сланцев протяженностью 2,1 км, мощностью 15-20 м. Угол падения рудного тела по глубине изменяется от 30 до 70° [9, с.59].

Верхняя часть месторождения на глубину до 235 м отработана открытыми способом. Конечные размеры карьера в плане 1360x630 м, общие запасы руды в контуре карьера составляют 18,9 млн. т, вскрыши – 132,3 млн. т, подкарьерные запасы – 638,31 млн. т.

В развитии подземных работ выделяются два этапа - до и после ввода капитального рудоподъемного ствола №3.

Первоначальное вскрытие было произведено наклонным стволом, пройденным под углом 10° со дна карьера до условного горизонта 155 м. Позднее ствол углубили до гор. 400 м. Наклонный ствол предназначен для движения самоходных машин. Кроме того, со дна карьера был пройден наклонный конвейерный ствол до гор. 200 м. Для проветривания рудника на горизонте 185 м были пройдены два вертикальных вентиляционных ствола.

Вторая стадия подземной разработки началась с ввода в эксплуатацию вертикального шахтного ствола №3 диаметром 6,5 м и глубиной 1021 м, оборудованного двухэтажной клетью на 130 чел. и двумя скипами грузоподъемностью 17 т.

1.2 Систематизация и классификация способов подземного вскрытия при комбинированной разработке месторождений

Широкое применение в мировой практике разработки месторождений полезных ископаемых так называемого комбинированного способа, иначе говоря комбинированной разработки, как было выше сказано обусловлено тем, что на месторождениях с изменяющейся глубиной залегания в больших диапазонах неизбежно возникает ситуация, когда после отработки верхнего участка залежи карьером из-за дальнейшей экономической нецелесообразности открытой разработки осуществляется переход на подземный способ доработки законтурных запасов карьера. Возможна и обратная ситуация, когда разработка по производственно-экономическим или иным причинам может начинаться подземным способом, а завершается открытым. Также имеет место одновременное применение двух способов [14].

Наличие техногенного карьерного пространства, созданного открытым способом добычи, существенно осложняет геомеханическую обстановку при ведении подземных горных работ – создавая зоны сдвижения горных пород в приконтактной к карьере зоне, изменяя напряженно-деформированное состояние подземной части залежи, усиливая концентрацию напряжений и одновременно где-то их разгружая. В тоже время подземная подработка ведет к разупрочнению и разрушению пород налегающего массива, ухудшению устойчивости бортов и откосов карьера, опорных и разделительных целиков, что приводит к отрицательным последствиям, если ведется разработка месторождения двумя способами одновременно.

В таких условиях геомеханической обстановки проектирование мест заложения главных вскрывающих выработок, обеспечивающих доступ к полезному ископаемому и формирующих весь комплекс работ по подземной добыче требует необходимости правильного и точного прогнозирования

характера проявления процессов сдвижения горных пород и оценки устойчивости техногенных обнажений, которые могут быть обеспечены только на основе изучения геомеханических процессов, протекающих в зоне взаимного влияния подземных и открытых работ.

Проведенный выше анализ мировой практики применения комбинированной разработки на крупных месторождениях показывает, что законтурные запасы карьера, залегающие ниже его дна очень часто вскрываются главными вертикальными и наклонными стволами, пройденными с поверхности за контуром карьера, и используются для выдачи руды, спуска и подъема людей, подачи или выдачи воздуха, запасного аварийного выхода и др. Для доставки погрузочно-транспортного и бурового оборудования, материалов на горизонты подземного рудника, подготовки верхних горизонтов, а также для вспомогательных целей могут быть использованы наклонные съезды и штольни, пройденные со дна и уступов карьера. Преимуществом схем вскрытия вертикальными стволами безусловно является существенное сокращение сроков строительства подземного рудника и снижение капитальных затрат за счет уменьшения протяженности главных и вспомогательных подземных выработок.

Существующая практика комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых, при всем кажущемся многообразии, по сути представлена в основном тремя вариантами [14, с.31; 15, 16]:

1) последовательной открыто-подземной разработкой («карьер-шахта»), при которой вначале по времени производится открытая разработка, затем осуществляется переход на подземную;

2) последовательной подземно-открытой разработкой («шахта-карьер») – при этом разработка месторождения начинается подземным способом, а затем осуществляется переход на открытый способ разработки;

3) параллельной («шахта+карьер»), когда проектируются и реализуются оба способа одновременно.

Классификация способов комбинированной разработки приведена на рисунке 1.4 [14, с.32; 15, с.90; 16, с.103].

Комбинированная разработка месторождений характеризуется особой спецификой – наличием открытого карьерного пространства, являющейся причиной возникновения зон сдвижения пород в приконтактной с карьером массиве, которая превращается при переходе на подземную разработку в очень серьезный фактор техногенного воздействия. Естественно, что наличие (или возникновение) большого открытого пространства не может не оказывать влияние на вопрос выбора способов вскрытия подкарьерных запасов месторождения и, в целом, технологии ведения подземных горных работ [14, с.13; 15, с.230; 16, с.102].

Опыт комбинированной разработки на крупных месторождениях показывает наибольшее распространение вскрытия подземной части месторождения вертикальными шахтными стволами.

Исследования, например, указывают на то, что при глубинах

расположения вскрываемых в дне карьера запасов более 200 м, наиболее экономичными являются традиционные способы вскрытия с помощью вертикальных клетевых и скиповых стволов, проводимых с поверхности, причем с ростом глубины карьера и расположения откаточных горизонтов, преимущество этих способов, по сравнению с вариантами вскрытия из карьера, только увеличивается [15, с.91].

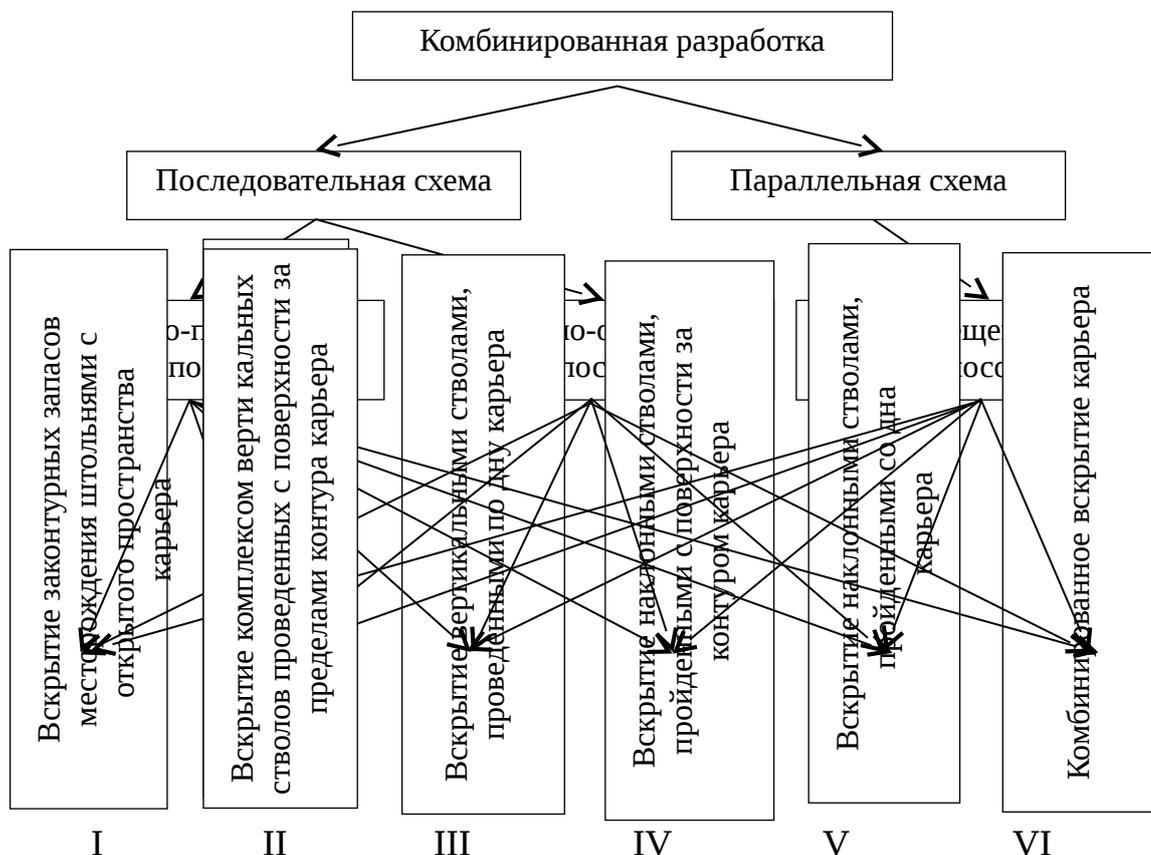


Рисунок 1.4 – Классификация способов комбинированной разработки и схем подземного вскрытия подкарьерных запасов месторождения

При комбинированной разработке, в отличие от традиционной подземной, возникают новые обстоятельства, сказывающиеся на возможностях удобного расположения шахтных стволов на поверхности земли: ограниченность территории до определенного расстояния от карьерного пространства и зон сдвижения пород, образовавшегося вокруг карьера, а также карьерные сооружения и коммуникации.

Комбинированная разработка уже на этапе проектирования должна предусматривать совместную оптимизацию и комплексное решение проектных задач по выбору наиболее эффективных систем вскрытия, способов подготовки и систем разработки.

При последовательной открыто-подземной («карьер-шахта») или подземно-открытой («шахта-карьер») и параллельной (совместной) разработке («карьер+шахта») в контексте тематики данной работы – вопроса выбора мест расположения вертикальных шахтных стволов, как было уже сказано,

возникает обязательность учета неспецифического для традиционной подземной разработки, фактора – открытого карьерного пространства и соответствующих прилегающих к ней зон. В этом случае в обязательном порядке требуется тщательное изучение и исследование геомеханического состояния массива пород вокруг карьера и определение области возможных расположений вертикальных шахтных стволов [14, с.32; 15, с.91].

При комбинированном способе, особенно при последовательном открыто-подземном («карьер-шахта») и параллельном («карьер+шахта») вариантах, важно до минимума свести отрицательное геомеханическое воздействие карьерного пространства. Для этого необходимо уже на стадии проектирования стремиться придавать наиболее выгодную форму контура и задавать такие параметры карьера, чтобы шахтные стволы и рудник в целом были обезопасены от техногенных и финансовых рисков [14, с.32; 15, с.91].

К чему приводят ошибки выбора мест расположения стволов? К примеру, если стволы, будут проведены со дна карьера по рудному массиву, то на подземных горных работах потребуются использование систем разработок с оставлением большого количества целиков, что приведет к чрезмерным потерям полезного ископаемого. Если же стволы окажутся в зоне больших сдвигов или геологических нарушений, то в результате не будет обеспечена достаточная надежность и долговечность стволов, а это повлечет за собой большие капитальные затраты и снижение производственной мощности предприятия из-за аварийных сбоев работы стволов.

В случае последовательной подземно-открытой разработки месторождения («шахта-карьер») обязательное условие: проектирование мест расположения шахтных стволов и других капитальных выработок должно осуществляться таким образом, чтобы не было отрицательных последствий для ведения будущих открытых горных работ, а наоборот должны допускать полезное их использование. Например, не исключено, и даже более вероятно использование этих выработок для обслуживания работы карьера, к примеру шахтные стволы могут быть использованы для спуска и подъема людей, выдачи руды, водоотлива, проветривания карьера, другие подземные горные выработки – для транспортировки руды и даже складирования пустой породы с карьера и др.

При последовательном подземно-открытом способе («шахта-карьер») взаимное влияние способов зависит от формы и пространственного залегания подземной части месторождения относительно будущего контура карьера. Если угол залегания залежи большой, практически близким к вертикальному положению, то карьер будет располагаться почти полностью над подработанным пространством, тогда последствия подземной разработки для открытых работ будет явно отрицательным, что скорее всего приведет к отказу от этого способа. В этом случае очевидное предпочтение получает открыто-подземный способ («карьер-шахта») [14, с.32; 15, с.91].

Если подземная часть рудного тела «уходит» за пределы контура будущего карьера, то техногенное влияние подработки на открытые горные работы сводится к минимуму. Тогда становится допустимым применение и подземно-

открытого способа («шахта-карьер»).

В условиях нового техногенного фактора воздействия при любых вариантах комбинированной разработки важное значение имеет правильный выбор места расположения главных вскрывающих выработок, а особенно шахтных стволов, имеющих наибольшие сроки службы и выполняющие самые различные и важные функции обслуживания работы всего горного предприятия.

Появление комбинированной разработки связано с практикой освоения крутопадающих рудных месторождений открытым способом, когда расположенные за пределом контура карьеров запасы разрабатывать становится нерентабельным для предприятия. В этом случае доработку законтурных запасов экономически целесообразно вести подземным способом. Проведенный в этом направлении анализ показывает, что наибольшее число рудников, осуществляющих освоение месторождений комбинированным способом, приходится на предприятия по разработке руд цветных металлов – более 60%. При этом 60-65% рудников осуществляют отработку запасов, находящихся ниже отметки дна карьера, 15-18% – в бортах карьеров и около 25% – удаленных от карьера, отдельно расположенных залежей или участков месторождений. Но во всех случаях эффективность освоения запасов во многом зависит от правильного выбора способа и системы вскрытия залежей за предельным контуром карьера [15, с.92; 17].

В мировой практике освоения месторождений комбинированным способом наибольшее распространение имеют все же традиционные способы вскрытия с поверхности (вертикальными, наклонными стволами). Однако, использование карьерного пространства позволило реализовать новые варианты вскрытия залежей за контуром карьера (использование штолен, уклонов, карьерных съездов с бортов или со дна карьеров).

Для более лучшего представления возможных вариантов вскрытия запасов за контуром карьера (законтурные запасы) предложены деление этих запасов по расположению относительно контура карьера (рисунок 1.5) [14, с.35; 15, с.103; 16, с.104; 17, с.9]:

- 1) приконтурные – рудные участки, непосредственно прилегающие к границам контура карьера или залегающие в непосредственной близости от них;
- 2) удаленные – рудные участки, не имеющие прямого выхода в карьерное пространство и находящиеся за пределами геомеханического влияния карьерной выемки;
- 3) прибортовые – приконтурные запасы, примыкающие к бортам карьера;
- 4) придонные – запасы, залегающие под дном карьера;
- 5) наддонные – запасы, расположенные выше уровня дна карьера;
- 6) поддонные – запасы, расположенные ниже уровня дна.

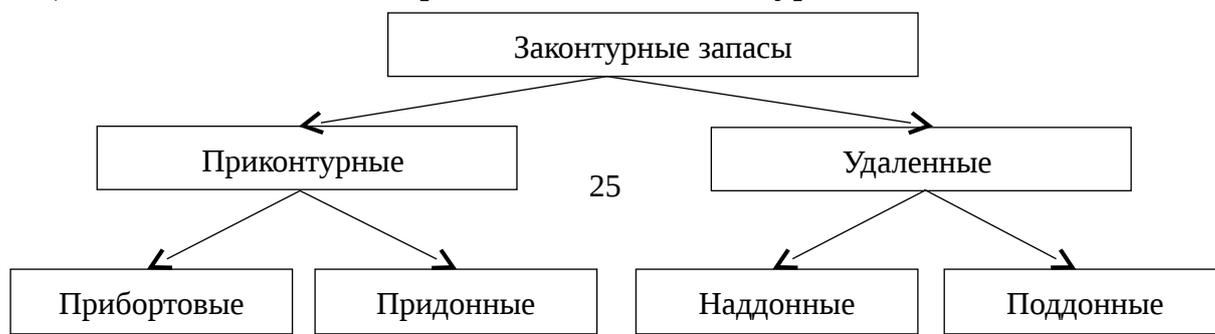


Рисунок 1.5 – Разделение приконтурных запасов по расположению относительно контура карьера

Существующие системы и способы вскрытия законтурных запасов при открыто-подземной разработке месторождений в основном можно объединить в виде нижепредставленной классификации (таблица 1.2) [14, с.35; 15, с.105].

Таблица 1.2 – Классификация существующих схем вскрытия при комплексной открыто-подземной разработке месторождений

Местоположение вскрывающей выработки	Место проведения вскрывающей выработки	Тип вскрывающей выработки в зависимости от зоны карьера	Основные функции вскрывающей выработки
1	2	3	4
I. С использованием карьерного пространства			
А. Карьер	А.И. С нерабочего борта карьера	1. Наклонный съезд 2. Наклонный ствол 3. Вертикальные выработки (стволы, рудоспуски, породоспуски, скважины) 4. Штольни	а) для доставки руды; б) вспомогательный а) рудоподъемные; б) вентиляционные; в) для перепуска руды и закладки
	А.ИИ. С рабочего борта карьера	1. Рудоспуски 2. Породоспуски 3. Открытые камеры 4. Штольни	а) для перепуска руды и сухой закладки
	А.ИИИ. Со дна карьера	1. Наклонные и вертикальные стволы. 2. Рудоспуски, породоспуски	а) рудоподъемные, вспомогательные и вентиляционные; б) для перепуска руды и закладки
II. С частичным использованием карьера и поверхности			
Б. Карьер и поверхность	Б.И. С поверхности и со дна карьера	1. С поверхности – вертикальные и наклонные стволы или съезды	а) рудоподъемные, вспомогательные и вентиляционные;

Продолжение таблицы 1.2

1	2	3	4
		2. Со дна карьера - рудоспуски, открытые камеры, вертикальные стволы, в т. ч. слепые	б) для перепуска руды
	Б.ИИ. С поверхности и рабочего борта карьера	1. С поверхности – вертикальные и наклонные стволы или съезды	а) рудоподъемные, вспомогательные, вентиляционные;

		2. С рабочего борта - ру допуски, открытые камеры	б) для перепуска руды и закладки
	<i>Б.Ш.</i> С поверхности и нерабочего борта карьера	1. С поверхности – вертикальные и наклонные стволы 2. С нерабочего борта - наклонные съезды, вертикальные скважины	а) рудоподъемные и вспомогательные; б) вспомогательные и вентиляционные
Ш. Без использования карьерного пространства			
<i>В. Поверхность</i>	<i>В.И.</i> Вне приконтактной зоны карьера	1. Вертикальные стволы 2. Наклонные стволы	а) рудоподъемные, вспомогательные, вентиляционные
	<i>В.ИИ.</i> В приконтактной зоне	Запрещено	

С учетом существующей практики разработки месторождений комбинированным способом для более системной работы предлагается скорректированная классификация способов вскрытия приконтурных запасов карьера [15, с.97; 17, с.10]. В качестве главного признака в классификации, как и во всех существующих, принят тип главной вскрывающей выработки. Вторым важным признаком является степень использования карьерного пространства или положение самой вскрывающей выработки относительно карьерного пространства или контура карьера, третьим дополнительным признаком может служить тип дополнительной вскрывающей выработки. С учетом этих признаков все схемы вскрытия при комбинированной разработке можно объединить в 6 основных групп:

I. Вскрытие законтурных запасов месторождения штольнями с использованием открытого карьерного пространства. Здесь возможны различные варианты сочетания штолен с вертикальными стволами, наклонными стволами, слепыми стволами, наклонными съездами.

II. Вскрытие вертикальными стволами, проведенными с поверхности земли за пределами контура карьера. Варианты: с капитальным квершлагом, погоризонтными квершлагами, штольнями, наклонными съездами

III. Вскрытие вертикальными стволами, проведенными по дну карьера. Здесь также возможны сочетания с квершлагами, слепыми стволами, гезенками, наклонными съездами.

IV. Вскрытие наклонными стволами, пройденными с поверхности земли вне приконтактной зоны карьера. Сочетания с наклонными съездами, вертикальными стволами.

V. Вскрытие наклонными стволами, пройденными со дна карьера. Сочетания с наклонными съездами, квершлагами.

VI. Вскрытие наклонными съездами, пройденными с карьерного пространства

VII. Комбинированное вскрытие. Различные варианты сочетания с дополнительными вскрывающими выработками

Охарактеризуем вкратце условия применения вышеперечисленных вариантов вскрытия [9, с.98; 10, с.96].

1. *Вскрытие законтурных запасов карьера штольнями с использованием карьерного пространства* (рисунок 1.6).

Это наиболее простой и быстрый вариант вскрытия приконтурных запасов, примыкающих непосредственно к бортам карьера, с использованием карьерного пространства а также удаленных запасов рудных участков, за пределами контура карьера на некотором расстоянии. Вариант рекомендуется к применению в случаях, когда удаление запасов от поверхности откоса борта карьера составляет не более 5-кратной глубины карьера [15, с.102].

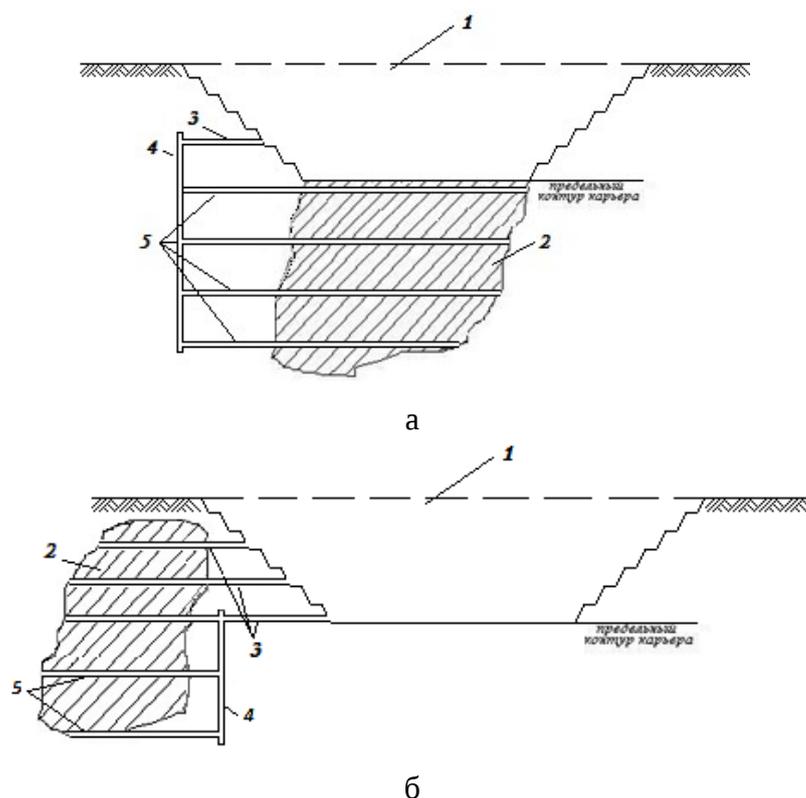
При разработке месторождений последовательным открыто-подземным способом («карьер-шахта») переход с открытых горных работ на подземные, как правило, происходит поэтапно. На переходном этапе, а в некоторых случаях и в дальнейшем, месторождение может разрабатываться параллельным открыто-подземным способом. Эта схема вскрытия встречается в двух вариантах [15, с.91; 16, с.102; 18]:

а) *схема вскрытия законтурных запасов карьера, залегающих ниже дна карьера* (рисунок 1.6а). Этот способ применяется для вскрытия придонных запасов отработанного карьера. При этой схеме с нижнего борта карьера проводится капитальная штольня, от нее слепой ствол. От слепого ствола рудное тело может вскрываться погоризонтными квершлагами. Для проветривания проводятся вертикальные или наклонные вентиляционные стволы.

Данная схема является более экономичной при глубине расположения запасов ниже дна карьера до 200 м. При большей глубине распространения запасов предпочтителен традиционный способ вскрытия посредством вертикальных стволов с поверхности [15, с.113].

б) *схема вскрытия отдельно расположенной части месторождения* (рисунок 1.6б). Эта схема применяется, когда отдельно расположенная часть месторождения (даже в случаях не глубокого их залегания от поверхности) экономически выгоднее отрабатывать подземным способом, чем многозатратным открытым. Выгодность подземной отработки обеспечивается за счет полезного использования существующего открытого пространства карьера. В таких случаях становится выгоднее проведение непротяженных подземных горных выработок (штолен, квершлагов, слепого ствола) и ведение подземной добычи, чем производство вскрыши огромной массы породы и создание нежелательного с экологической точки зрения нового карьера. В зависимости от параметров рудного тела вскрытие может осуществляться капитальным или погоризонтными штольнями, слепым стволом и далее квершлагами.

Высота между погоризонтными штольнями обычно принимается равной трехкратной высоте карьерных уступов в пределах 45-48 м. Добываемая руда по погоризонтным штольням поступает в карьерное пространство и далее транспортируется карьерным транспортом на поверхность.



а – отработка залежи под дном карьера; б – отработка удаленного участка залежи; 1 – отработанный карьер; 2 – рудное тело; 3 – штольни; 4 – слепой ствол; 5 – погоризонтные квершлагги

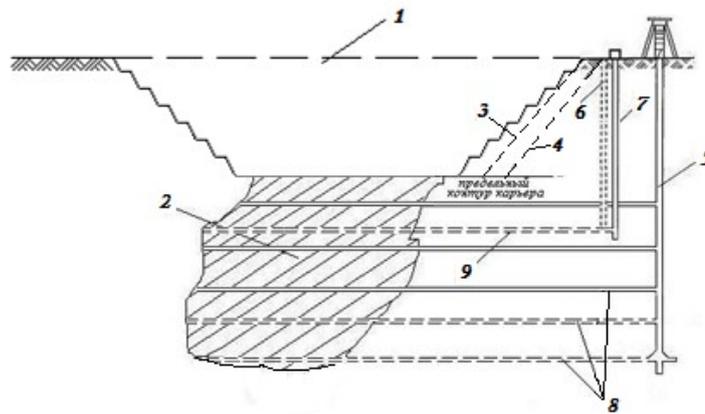
Рисунок 1.6 – Вскрытие рудных тел штольнями

II. *Вскрытие вертикальными стволами, пройденными с поверхности за пределами контура карьера* (рисунок 1.7). При этом варианте комплекс вертикальных шахтных стволов закладываются с поверхности земли за пределами приконтактной с карьером зоны сдвига горных пород и, по возможности, в лежачем боку рудной залежи. Вскрытие рудного тела от стволов производится погоризонтными квершлаггами.

Для спуска и подъема крупногабаритного оборудования как правило на одной площадке с главным подъемным стволом сооружается грузовой ствол. Главный ствол оборудуется скипо-клетевым подъемом.

Основным недостатком вскрытия вертикальными стволами является уменьшение производительности подъема с углублением горных работ и необходимость частой реконструкции подъемной установки.

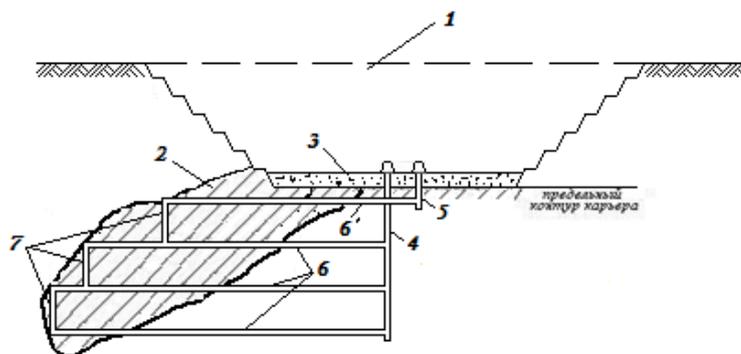
При традиционном способе вскрытия вертикальными стволами с поверхности организация горно-капитальных работ по строительству подземного рудника из карьерного пространства позволяет сократить сроки строительства на 1-3 года и получить дополнительный доход в размере 7-9% за счет совмещения работ по сооружению подземных горизонтов и проходке стволов [15, с.154].



1 – отработанный карьер; 2 – рудное тело; 3 – зона трещин; 4 – зона сдвига горных пород; 5 – главный ствол; 6, 7 – вентиляционные стволы; 8 – квершлаг главного ствола; 9 – квершлаг вентиляционных стволов

Рисунок 1.7 – Вскрытие комплексом вертикальных стволов, пройденных с поверхности земли

III. *Вскрытие вертикальными стволами, проведенными по дну карьера* (рисунок 1.8). В этом варианте два вертикальных ствола закладываются на насыпной промплощадке, оборудованной на дне карьера. При такой схеме вскрытия достигаются минимальные сроки строительства шахты (3-4 года) и обеспечивается минимальный объем горно-капитальных работ.



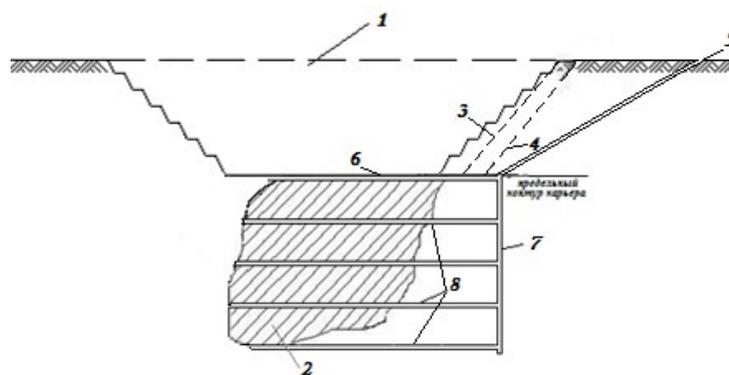
1 – отработанный карьер; 2 - рудное тело; 3 – насыпная промплощадка; 4 - главный (рудоподъемный) ствол; 5 – вспомогательный (вентиляционный) ствол 6 – откаточные квершлаг; 6' - вентиляционный квершлаг; 7 – рудоспуски

Рисунок 1.8 – Вскрытие вертикальными стволами, пройденных со дна карьера

При больших глубинах распространения запасов в дне карьера экономически предпочтительными становятся традиционные способы вскрытия с помощью вертикальных клетевых и скиповых стволов, проводимых с поверхности, причем с ростом глубин расположения откаточных горизонтов и карьера преимущество этих способов, по сравнению с вариантами вскрытия из карьера, увеличивается [15, с.154]. Это объясняется тем, что и без того двуступенчатый транспорт руды происходит через ствол, затем по карьеру. Сам по себе дорогой и малопродуктивный карьерный транспорт, а к нему добавляется еще подъем через ствол, стоимость подъема через который

напрямую зависит от глубины ствола.

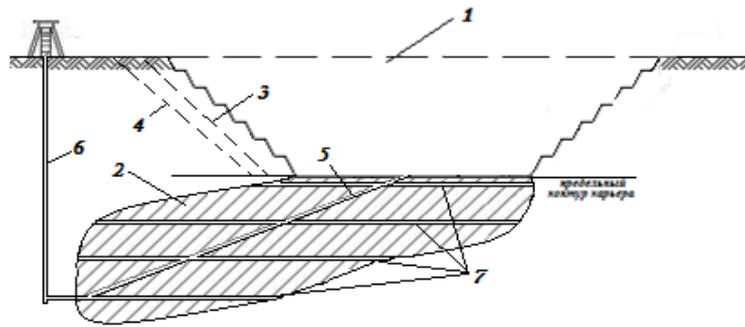
IV. *Вскрытие наклонными стволами, пройденными с поверхности земли вне приконтактной зоны карьера* (рисунок 1.9). Наклонный подъемный ствол проводится по устойчивому массиву вне приконтактной зоны карьера. Ствол оборудуется ленточными конвейерами, армированными стальными тросиками, которые увеличивают срок службы конвейера от износа при транспортировке абразивной рудной массы. Главным достоинством вскрытия наклонным конвейерным стволом является высокая производительность подъема независимо от глубины горных работ, с возможностью транспортирования рудной массы непосредственно на поверхность. Недостаток способа вскрытия наклонными стволами их большая протяженность, так как угол наклона стволов не должен превышать 16-18° и по этой причине путь транспортирования рудной массы чрезмерно удлиняется.



1 – отработанный карьер; 2 – зона трещин; 3 – зона сдвижения горных пород; 4 – наклонный ствол; 5 – слепые стволы; 6 – квершлаг; 7 – рудное тело

Рисунок 1.9 – Вскрытие наклонными конвейерными стволами, пройденными с поверхности вне зоны карьера

V. *Вскрытие наклонными стволами, пройденными со дна карьера по рудному телу* (рисунок 1.10). При этом варианте наклонный подъемный ствол также оборудуется ленточными конвейерами, армированными стальными тросиками. Главным достоинством этого варианта по сравнению с предыдущим является меньшие затраты на проведение ствола и более высокая производительность подъема из-за малого пути транспортирования. Недостатки способа вскрытия: расположение ствола в массиве рудного тела, по причине чего неизбежны большие потери руды из-за необходимости оставления целиков для поддержания ствола, а также сложный и дорогой двуступенчатый транспорт – руда прежде чем достигнет поверхности должна пройти путь по наклонному стволу, а затем через весь карьер.



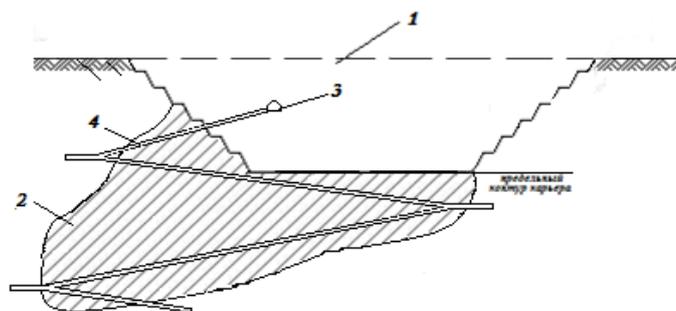
1 – отработанный карьер; 2 – рудное тело; 3 – зона трещин; 4 – зона сдвига горных пород; 5 – наклонный ствол; 6 – вертикальный шахтный ствол; 7 – конвейеры

Рисунок 1.10 – Вскрытие наклонными конвейерными стволами, пройденными со дна карьера

Применяется на практике также вариант вскрытия наклонным стволом (автомобильным уклоном), пройденным со дна карьера и с движением по ним самоходных машин. Этот способ вскрытия целесообразно применять при незначительной глубине горных работ и небольшой производительности подземного рудника. В связи с тем, что угол наклона стволов для самоходных машин не должен превышать $10-12^\circ$ с углублением горных работ наклонная длина стволов значительно увеличивается, поэтому обеспечить высокую производительность подъема становится затруднительным.

В работе [15, с.155] определена предельная глубина вскрытия придонных запасов рудо-выдачными автомобильными уклонами (наклонными стволами), проводимыми из карьера, равная 200-250 м. При больших глубинах распространения запасов в дне карьера экономически предпочтительными считаются традиционные способы вскрытия с помощью вертикальных клетевых и скиповых стволов, проводимых с поверхности, причем с ростом глубин расположения откаточных горизонтов и карьера преимущество этих способов, по сравнению с вариантами вскрытия из карьера только увеличивается. При расположении запасов в бортах карьера глубиной до 400 м вскрытие их автомобильным уклоном с поверхности предпочтительно при глубине расположения запасов от поверхности до 200-250 м и годовой производительности рудника до 1 млн. т.

VI. *Вскрытие наклонными съездами, пройденными с карьерного пространства* (рисунок 1.11). Этот вариант вскрытия аналогичен предыдущему варианту и может быть рекомендован также при небольшой глубине разработки месторождений и небольшой производительности рудника.



1 – отработанный карьер; 2 – рудное тело; 3 – перегрузочный бункер; 4 – предельный контур карьера; 5 – зона трещин; 6 – зона сдвижения горных пород; 7 – наклонный съезд

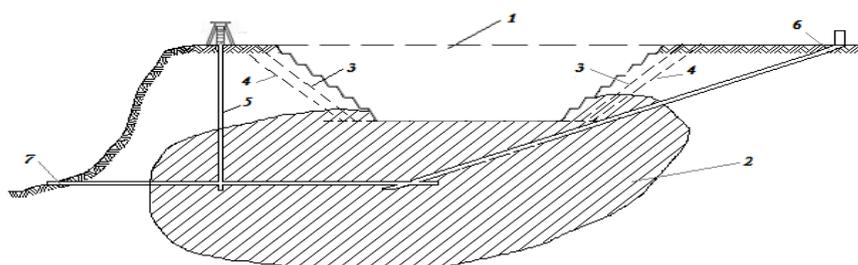
Рисунок 1.11 – Вскрытие наклонными съездами, пройденными с карьерного пространства

По наклонным съездам или автомобильным уклонам транспортировка предусматривается самоходными машинами.

С увеличением глубины работ (>250 м) эффективность вариантов вскрытия автоуклонами снижается, они становятся неконкурентными способами вскрытия из карьера даже при значительном удалении залежи от борта (до 2 км). Кроме глубины работ существенно отражается на области применения автомобильных уклонов производственная мощность горных предприятий. Из установленных зависимостей следует, что с ростом объемов добычи автоуклоны теряют свои преимущества и уступают вариантам вскрытия штольнями, вертикальными клетевыми и скиповыми стволами [17, с.12].

С ростом объемов добычи наклонные съезды и автоуклоны теряют свои преимущества и уступают вариантам вскрытия штольнями, вертикальными клетевыми и скиповыми стволами.

VII. *Комбинированное вскрытие.* При таком способе вскрытия участвуют все 3 типа вскрывающих капитальных выработок: вертикальные стволы, наклонные стволы, штольни (рисунок 1.12).



1 – карьер; 2 – рудное тело; 3 – зона трещин; 4 – зона сдвижения горных пород; 5 – вертикальный шахтный ствол; 6 – наклонный ствол; 7 – штольня

Рисунок 1.12 – Схема комбинированного вскрытия

Целесообразная производительность подземного рудника и глубина горных работ должны устанавливаться исследованиями.

1.3 Постановка цели и задач исследований

Вопросам вскрытия и подготовки месторождений при подземном способе разработки посвящали свои работы многие российские и казахстанские ученые: Шевяков Л.Д., Агошков М.И., Бокий Б.И., Соболевский С.К., Звягин П.З., Попов А.С., Трубецкой К.Н., Городецкий П.И., Байконуров О.А., Сагинов А.С., Квон С.С., Бронников Д.М., Беркалиев Б.Т., Голомолзин В.И. и др. [19-27]. В этих работах рассматривались такие важные задачи и проблемы, как выбор безопасных схем и способов вскрытия месторождений, методики расчетов параметров систем вскрытия, выбор безопасного места расположения шахтных стволов и др.

Вопросы вскрытия месторождений, отрабатываемых подземным способом, за долгую практику были изучены в достаточной степени. Однако, интенсивная отработка месторождений полезных ископаемых дешевым открытым способом в результате увеличения глубины карьеров, приводит к постепенному увеличению объемов вскрышных работ. Все горно-добывающие предприятия разрабатывающие крупные месторождения рано или поздно с углублением открытых работ сталкиваются с ситуацией, когда дальнейшее продолжение этим способом становится экономически не выгодным и нецелесообразным.

Так возникло в мировой практике понятие комбинированной разработки (открыто-подземная разработка), которая позволяет успешно решать эту проблему. В развитие теории и практики комбинированной разработки в России, Казахстане и ряда других стран СНГ и дальнего зарубежья внесли значительный вклад исследования Агошкова М.И., Трубецкого К.Н., Терентьева В.И., Каплунова Д.Р., Воронюк Д.Р., Гребенюк В.А., Демидова Ю.В., Калмыкова В.Н., Малахова А.С., Рыльниковой М.В., Старикова Н.А., Казикаева Д.М., Щелканова В.А., Титова Н.А., Шестакова В.А. и др. [28-50].

В трудах указанных исследователей рассмотрены обширные вопросы, касающиеся этой уникальной и универсальной разработки, это: теоретические основы проектирования комбинированной разработки, проблемы совмещения открытых и подземных работ в пределах одного месторождения, определение зон влияния открытых и подземных горных выработок, установление границ между открытыми и подземными работами и способы их изоляции, уточнение и обоснование границ перехода на комбинированную разработку, особенности напряженно-деформированного состояния опорных и потолочных целиков, бортов и откосов карьера, технико-экономического обоснования, и много других вопросов.

Несмотря на длительный период применения комбинированной разработки и изученность многих вопросов, вместе с тем, полагаем, что до настоящего времени недостаточно все же изучены и исследованы вопросы наиболее безопасного места заложения вертикальных шахтных стволов на поверхности с учетом процессов сдвижения горных пород в приконтактных зонах карьера. Этот вопрос имеет большое значение для обеспечения эффективного ведения горных работ в условиях комбинированной разработки месторождений.

В этой связи вопросы выбора наилучшего места расположения шахтных

стволов при комбинированной разработке требуют дальнейших исследований в этой области и разработки новых технических решений и рекомендаций, а также создания усовершенствованной методологии решения этого вопроса. В этом заключается актуальность представленной работы.

Известно, что в общей практике разработки месторождений подземным способом, выбор систем вскрытия и определения мест расположения главных вскрывающих выработок (вертикальных, наклонных стволов) осуществляется в зависимости от различных горно-геологических и горно-технических факторов: размеров шахтного (карьерного) поля, глубины и углов залегания месторождения, запасов полезного ископаемого; формы и характера залегания полезного ископаемого, наличия геологических нарушений, состояния поверхности месторождения (рельеф местности, наличие сооружений, водоемов и др.).

Влияние перечисленных факторов имеет место и при комбинированной разработке месторождений, но вместе с тем к ним добавляются дополнительные обстоятельства: наличие открытого карьерного пространства и геомеханической зоны влияния карьера, стесненность территории поверхности из-за расположения различных наземных карьерных сооружений и коммуникаций на ряду с другими объектами естественного происхождения.

Вскрытие подземной части месторождения, как показывает опыт комбинированной разработки, в редких случаях осуществляется без участия вертикальных и наклонных шахтных стволов.

При вскрытии шахтными стволами в условиях наличия карьерного пространства важное значение имеет обеспечение устойчивого расположения стволов путем заложения их на гарантированно безопасном расстоянии от рискованной приконтактной зоны карьера.

Следует иметь ввиду, что применение традиционных способов вскрытия стволами с поверхности без правильного учета влияния карьерного пространства, в отличие от случаев применения штолен и съездов, использующих карьер, может привести к росту объемов горно-капитальных работ и увеличению сроков строительства рудников.

В связи с этим на стадии комплексного проектирования горных работ при комбинированной разработке - важная задача выбора безопасного места расположения шахтных стволов для вскрытия закарьерных запасов, должна тщательно увязываться в ходе совместной оптимизации и комплексного решения проектных задач по выбору: и систем вскрытия, и способов подготовки, и систем разработки, и быть направленным на развитие как карьера, так и рудника.

В 2010 г. сотрудниками КарГТУ с участием автора в условиях карьера «Ушкатын-3» [5, с.25] выполнялись научно-экспериментальные исследования по определению безопасного местоположения вертикального ствола с учетом устойчивости бортов карьера, в ходе которых были проведены расчет устойчивости породного массива по трем методикам, со своими обособленными решениями и математическим аппаратом. Расчет проводился

по 5 разрезам характеризующим северную часть борта карьера «Ушкатын-III». Методики учитывают физико-механические свойства горных пород и глубину разработки.

Вопросы выбора наилучшего места расположения шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений в условиях нового фактора техногенного воздействия – открытого карьерного пространства и примыкающих к нему зон геомеханического воздействия требуют продолжения специальных исследований и дальше с целью разработки новых технических решений и рекомендаций, а также создания усовершенствованной методологии решения этого вопроса с учетом имеющихся наработок в этом направлении. В этом заключается актуальность представленной работы.

На основании проведенного анализа и обзора состояния вопроса определена цель работы – обоснование безопасного места заложения шахтного ствола на основе изучения закономерностей влияния прикарьерного массива горных пород при комбинированной разработке рудного месторождения.

Для достижения поставленной цели необходимо в первую очередь выявить, изучить и исследовать существующие на данный момент методы, способы и схемы подземного вскрытия вертикальными стволами месторождений, разрабатываемых комбинированной разработкой.

При решении поставленных задач использован комплексный метод исследований, включающий обзор мировой практики использования вертикальных шахтных стволов и анализ литературных источников по данной проблеме; проведение теоретических и экспериментальных исследований для разработки технических рекомендаций и предложений; математическое моделирование с использованием ЭВМ; использование методов математической статистики для обоснования полученных результатов.

С учетом сказанного и в соответствии с целью работы поставлены следующие задачи исследований:

- выполнение обзора и анализа мировых практик разработки рудных месторождений комбинированным способом со вскрытием законтурных запасов вертикальными шахтными стволами;

- проведение систематизации и разработка классификации способов вскрытия закарьерных запасов при комбинированной разработке;

- проведение исследований по определению местоположений вертикальных стволов по условию нового фактора техногенного воздействия – открытого карьерного пространства и приконтактных к карьере зон геомеханического воздействия;

- проведение теоретических и экспериментальных исследований по изучению процессов сдвижения горных пород в приконтактной зоне карьера, параметров зон сдвижения, физико-механических свойств горных пород, геомеханического состояния массива вокруг вертикальных выработок и др.;

- математическое моделирование геомеханических процессов в зонах расположения шахтных стволов, учитывающих параметры карьера, глубину разработки, физико-механические свойства горных пород и др.;

– разработка методики, а также технических рекомендаций и предложений по методологии выбора мест расположения шахтных стволов в условиях комбинированной разработки месторождений.

Основная идея работы заключается в разработке научно-методических основ выбора мест заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений с учетом влияния нового фактора техногенного воздействия – открытого карьерного пространства и прилегающих к контуру карьера приконтактных зон сдвижения пород.

Структурная схема проведения исследований приведена на рисунке 1.13.

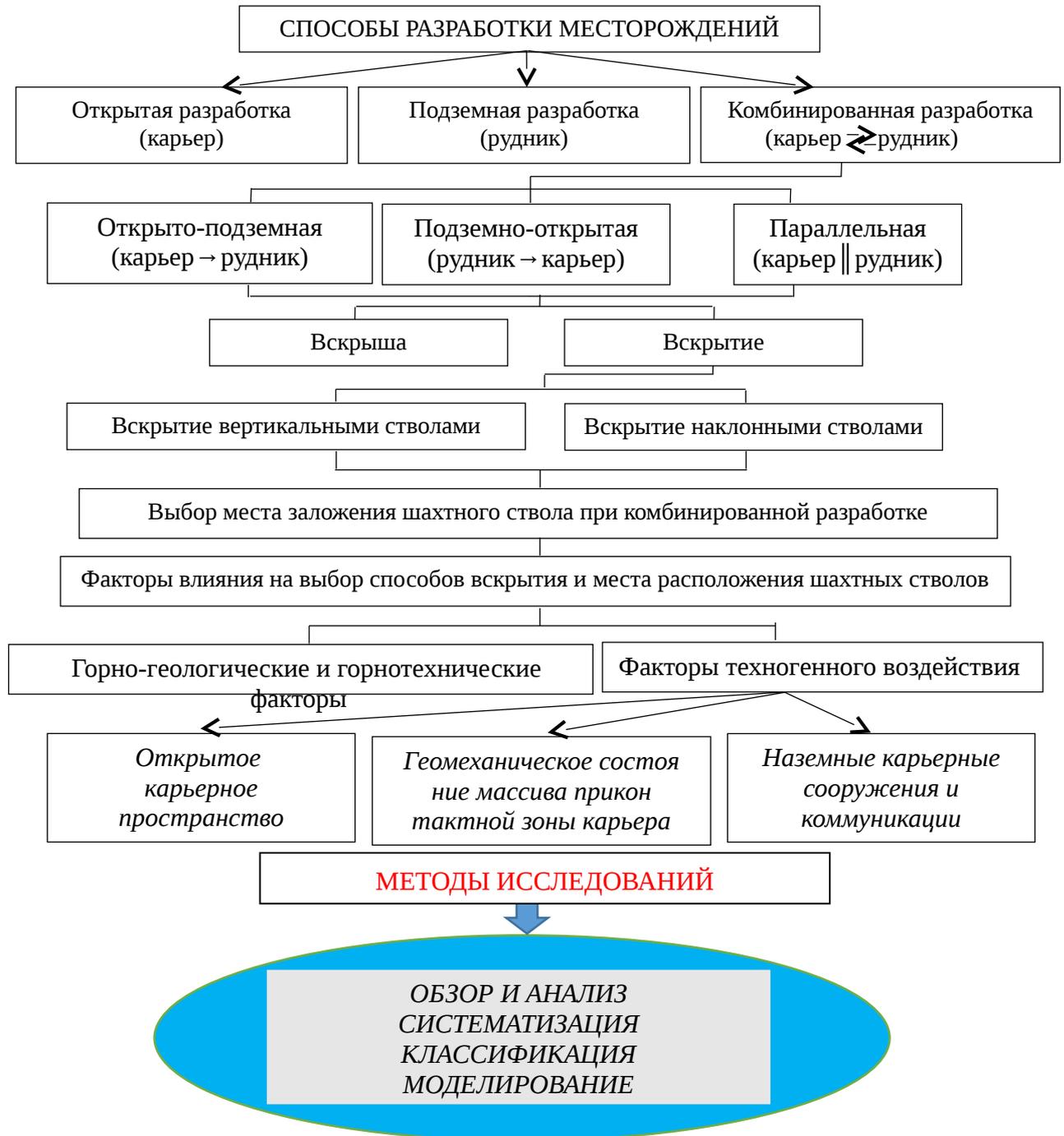


Рисунок 1.13 – Структурная схема проведения научных исследований

1.4 Выводы по разделу 1

1. Рассмотрен зарубежный и отечественный опыт открыто-подземной разработки (комбинированной разработки) рудных месторождений в Казахстане и других странах с применением схем вскрытия подкарьерных запасов вертикальными стволами. Практика подтверждает, что при глубоком залегании полезных ископаемых на месторождениях применяется комбинированная разработка – сначала верхняя часть разрабатывается открытым способом, далее исходя из экономической целесообразности, осуществляется переход на подземный способ.

2. Анализ мировой практики показывает, что на рудных месторождениях законтурные запасы вскрываются в основном вертикальными (до 70%), реже наклонными стволами, которые могут использоваться для выдачи полезного ископаемого, спуска и подъема рабочих, вентиляции и др. Достоинства применения способа вскрытия вертикальными стволами при комбинированной разработке связаны с сокращением срока строительства подземного рудника и его быстрейшего ввода в эксплуатацию.

3. При комбинированной разработке этап перехода от открытого к подземной разработке можно рассмотреть 3-мя вариантами: карьер-шахта; шахта-карьер; шахта+карьер. Рассмотрены и предложены классификации комплексной открыто-подземной разработки месторождений и 7 основных групп вариантов вскрытия.

4. Изучены существующие способы и схемы вскрытия вертикальными стволами месторождений, осуществляющих разработку комбинированным способом. Практический опыт зарубежных стран показывает целесообразность и эффективность применения вертикальных стволов при комбинированной разработке рудных месторождений.

5. Исходя из проведенного обзора и анализа проблемы перехода от открытых горных работ к подземному способу проведена постановка цели и задач исследований. Несмотря на то, что достаточно длительное время на практике применяется комбинированная разработка месторождений, но до настоящего времени недостаточно изучены и исследованы вопросы установления безопасного (безопасного) места расположения вертикальных шахтных стволов в условиях перехода месторождений на комбинированный способ разработки.

2 НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫБОРА БЕЗОПАСНОГО МЕСТА РАСПОЛОЖЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1 Особенности инженерных и геомеханических задач при комбинированной разработке месторождений, вскрываемых вертикальными шахтными стволами

При комбинированной разработке возникают множество специфических инженерных и геомеханических задач, которые влияют на эффективность ее успешного применения. Попробуем выделить наиболее интересующие нас задачи, непосредственно связанные с выбором места заложения и расположения главных вскрывающих выработок – в нашем случае вертикальных шахтных стволов.

К этим задачам, составляющим в сущности научно-методическую основу решения поставленной научно-технической задачи выбора безопасного места заложения вертикальных стволов при комбинированной разработке, можно отнести следующие:

1. Выбор способа вскрытия месторождений с учетом специфики комбинированной разработки. Необычность выбора безопасной схемы вскрытия при комбинированной разработке, в отличие от традиционного подземного способа разработки месторождений, заключается в наличии открытого карьерного пространства и приконтурной с карьером зоны сдвига пород, то есть факта возникновения нового техногенного фактора воздействия. Вокруг карьерного пространства как известно формируются зоны скольжения и обрушения горных пород, в пределах которых не допускается располагать главные вскрывающие выработки и проводить другие работы без применения предусмотренных правилами безопасности мероприятий.

2. Определение размеров зоны сдвига пород вокруг контура карьера, простирающаяся от поверхности земли до конечной глубины карьера. Это - одна из важнейших задач, от решения которой напрямую зависит выбор места расположения вертикальных шахтных стволов.

3. Определение предельной глубины карьера, при которой контурный коэффициент вскрыши равняется граничному коэффициенту вскрыши. Этот параметр в первую очередь служит для оценки возможности перехода от открытого способа разработки к подземному и определяет границы этого перехода. С другой стороны, с этой задачей непосредственно связаны вопросы вскрытия месторождения, глубина и порядок расположения вертикальных стволов, а также процесс формирования, геомеханическое состояние и размеры приконтурной зоны карьера, в пределах которого исключается заложение стволов.

4. Оценка устойчивости откосов бортов карьера, изучение особенностей развития деформаций у бортов и откосов карьера, влияние откосов на распределение и величину напряжений вдоль контура карьера в условиях перехода на подземные горные работы. В случае перехода на подземную

разработку этот процесс усложняется и развивается по неопределенной закономерности в зависимости от условий залегания пород и технологии подземной разработки. Любые изменения напряженно-деформированного состояния пород вызывают изменения геомеханического состояния приконтурной зоны карьера, от которого зависит выбор места заложения вертикальных стволов. Основные закономерности этих деформаций перед осуществлением выбора места заложения стволов могут прогнозироваться на основе известных методик и рекомендаций, с достаточной точностью.

5. Комплекс инженерно-геологических изысканий на основе визуального изучения и инструментальных измерений по изучению рельефа местности, застроенности поверхности, наличия подходов транспортных путей (железной дороги, автотрассы), геологических нарушений, водоемов и водоносных грунтов и др. с целью оценки и установления возможностей заложения устьев вертикальных стволов. По зонам сдвижения можно определить возможные зоны деформации поверхности. Это позволяет принимать решения о размещении поверхностных и подземных горнотехнических сооружений. Фактические углы сдвижения могут быть меньше, чем запроектированные, поэтому в целях безопасности поверхностные сооружения располагают на определенном расстоянии от зоны сдвижения. Это расстояние называется бермой безопасности, которая регламентируется правилами безопасности.

2.2 Оценка устойчивости подработанных бортов и уступов карьера для определения области возможного расположения стволов

Для определения области возможного расположения стволов на поверхности земли с учетом сдвижения горных пород важное значение имеет установление границ скольжения пород по всей глубине карьера. Для этого важно знать механизмы и закономерности ее формирования, способы расчета и оценки устойчивости откосов и уступов и ее влияния на процесс обрушения (скольжения) пород вдоль контура карьера и др.

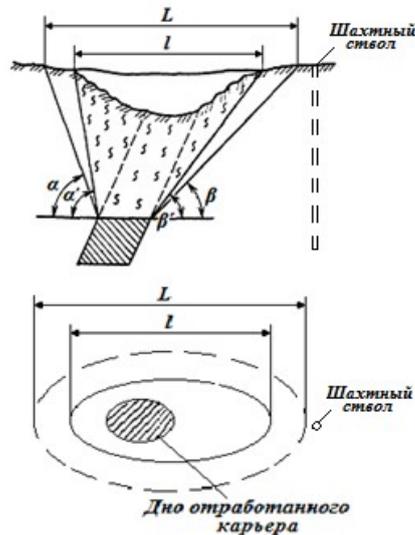
Исследованиям устойчивости бортов карьеров и откосов посвящены научные труды многих выдающихся ученых: В.В. Ржевского, Н.В. Мельникова, К.Н. Трубецкого, Г.Л. Фисенко, Е.И. Шемякина, С.Г. Авершина, С.И. Попова, М.Н. Машанова, И.И. Попова, Р.П. Окатова, П.С. Шпакова, Ф.К. Низаметдинова, Г.Г. Поклада, В.Н. Долгоносова и др.

На рисунке 2.1 представлена схема сдвижения и обрушения горных пород вдоль контура карьера после его отработки открытым способом.

Значение исследований по вопросам устойчивости бортов карьеров и откосов для обоснования комбинированной разработки заключается в том, что установление поверхности и границ скольжения пород вдоль откосов и уступов открывает возможности для определения области безопасного места заложения вертикальных стволов с учетом фактора сдвижения пород. На рисунке приведено условное расположение шахтного ствола вне пределов зоны сдвижения пород.

Для оценки устойчивости откосов бортов и уступов карьера наибольшее

распространение получил подход, основанный на предположении, что в массивах пород уступов и бортов образуется призма обрушения или призма сползания. В качестве примера рассмотрим сущность ряда методик, приведенных в работах [51-54].



L - зона сдвижения пород; l - зона обрушения пород; α, β - углы сдвижения пород; α', β' - углы обрушения

Рисунок 2.1 – Схема сдвижения горных пород при открытой разработке

Так в работе [51] условия устойчивости откосов при таком подходе представляются в виде:

$$\Sigma Si > \Sigma Ti \quad (2.1)$$

где ΣSi - сумма удерживающих сил по наиболее слабой поверхности призмы;
 ΣTi - сумма сдвигающих сил по той же поверхности.

Коэффициент запаса устойчивости откоса находится как:

$$n = \Sigma Si / \Sigma Ti \quad (2.2)$$

Поверхность при $n = 1$, называют предельной или поверхностью скольжения.

Соппротивление сдвигу горных пород определяется как:

$$\tau = \tau_0 \sigma n \operatorname{tg} \varphi \quad (2.3)$$

где τ_0 - сцепление горных пород;

σn - нормальное напряжение к площадке сдвига;

τ - касательное напряжение, действующее вдоль площадки сдвига;

φ - угол внутреннего трения.

В условиях плоской задачи, с учетом зависимости (2.1) получается:

$$\Sigma T_i = f_{cp} \Sigma N_i L \tau_{cp} \quad (2.4)$$

где ΣN_i - сумма нормальных (удерживающих) сил по поверхности скольжения;
 τ_{cp} - средние значения коэффициента трения и сцепления по всей поверхности скольжения;

L - длина поверхности (линии в плоской задаче) скольжения.

$$f_{cp} = tg \varphi_{cp} \quad (2.5)$$

Для расчета устойчивости откоса используется расчетная схема представленная на рисунке 2.2, где приведена схема откоса при круглоцилиндрической поверхности скольжения. Массив пород, ограниченный откосом ABC и круглоцилиндрической поверхностью скольжения $AC1$ и высотой устойчивого вертикального обнажения пород $CC1$, делится на ряд одинаковых по ширине a вертикальных полос. В качестве точек приложения массы полос Q_i условно выбирают точку средней их высоты. Разлагая массу полос Q_i на касательные и нормальные составляющие к поверхностям скольжения, получают T_i и N_i [51].

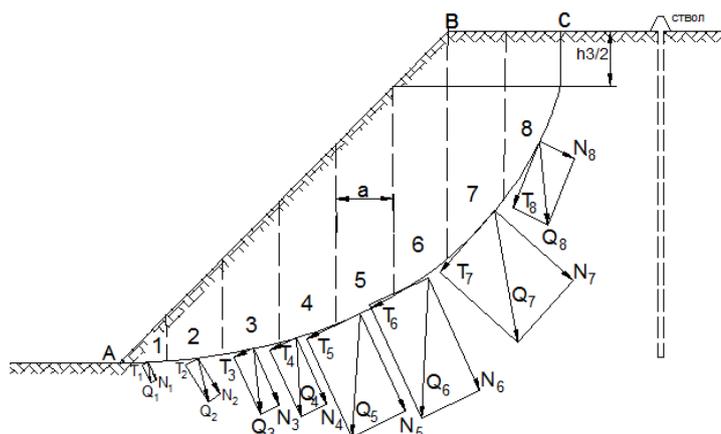


Рисунок 2.2 – Расчетная схема устойчивости откоса при круглоцилиндрической поверхности скольжения

После преобразований получается формула запаса устойчивости откоса

$$n = \frac{f_{cp} \Sigma N_i L \tau_{cp}}{\Sigma T_i} \quad (2.6)$$

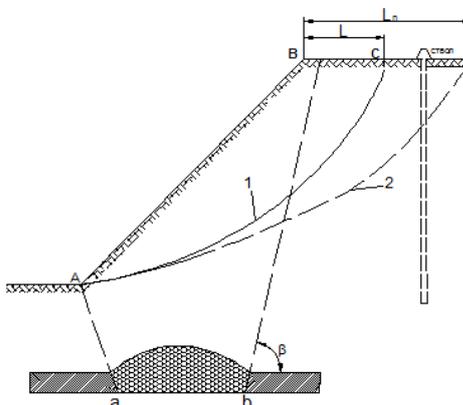
В верхней части откоса выделяется вертикальный отрезок линии скольжения $CC1$. Эта поверхность откоса (линия отрыва) формируется под действием напряжений растяжения (разрыва) $hл/2$. Эту величину Фисенко Г.Л. рекомендует определять по зависимости [52, с.197]:

$$h_{\pi/2} = \frac{2\tau_0}{\gamma} \operatorname{ctg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (2.7)$$

Из-за сложностей при расчетах устойчивости откосов по изложенной методике [50, с.115; 51] для определения местоположения круглоцилиндрической поверхности скольжения применяется метод последовательных приближений или метод графиков и таблиц.

При выборе места заложения стволов следует заранее предусматривать вероятность подработки откосов при ведении подземных работ. Оставление околоствольных охранных целиков, если такое решение принимается, позволяет сохранять устойчивость и целостность массива непосредственно вокруг ствола, но не более. Но состояние откосов и уступов карьера от подработки могут подвергнуться изменениям. Проведение подземных горных работ в зоне влияния карьера вызывает перераспределение напряжений в подработанном массиве и существенно изменяет условия устойчивости откосов и окружающую зону сдвижения пород (рисунок 2.3).

На рисунке 2.3 представлена ситуация, когда в результате подработки откосов и уступов карьера (но не самого ствола) линия скольжения пород может существенно изменить свое положение и тогда ствол, в случае не учета этого обстоятельства, может оказаться в рискованной зоне сдвижения пород.



1 – линия скольжения пород до подработки подземными работами; 2 – линия скольжения после подработки; L – расстояние от крайнего уступа карьера до границы сдвижения горных пород на поверхности земли до начала подземных работ; Lп – то же в результате подработки бортов и уступов карьера

Рисунок 2.3 – Изменение положения линии скольжения в результате подработки откосов и уступов карьера

Степень разупрочнения пород в результате подработки может быть различной и зависит от конкретных условий месторождения. Массивы скальных, достаточно упругих, средней трещиноватости пород могут снижать прочность при подработке (в зоне сдвижения) в 1,5-2 раза. Причин ослабления откосов карьера множество. Подработка существенно снижает прочность

массива, приводит к его разуплотнению. Нагляден в этом отношении механизм деформирования откосов и массивов борта, представленный С.Г. Авершиным. Он указывает, что при прочих равных условиях, решающую роль здесь играют соотношения горизонтальных составляющих векторов деформации [51; 53, с.24].

Определению параметров устойчивости карьерных откосов и управления состоянием прибортовых массивов посвящены также исследования В.Н. Долгоносова. В этой работе разработаны аналитические способы, алгоритмы и программы расчета коэффициента запаса устойчивости и предельных параметров откоса для различных расчетных схем в однородном и неоднородном породном массиве, основанные на интегрировании сдвигающих, нормальных и удерживающих сил, действующих по поверхности скольжения.

На основе решений для фиксированного значения ширины призмы обрушения получено решение для случая переменной ширины призмы. В этом случае поверхность скольжения состоит из двух участков: круглоцилиндрического и прямолинейного, выходящего в основание откоса под углом μ . Данная задача возникает при исследовании вопросов, связанных с шириной призмы обрушения и расчетах устойчивости нагруженных откосов.

На рисунке 2.4 в качестве примера из работы приведена схема к аналитическому способу расчета устойчивости откоса в однородном массиве с прямолинейным участком при $x(M) < x(E)$.

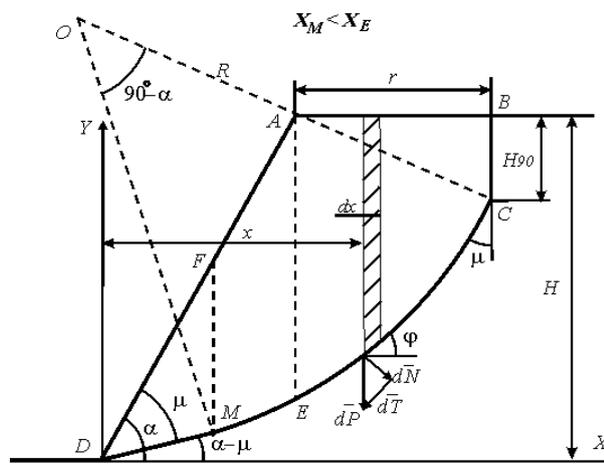


Рисунок 2.4 – Схема к аналитическому способу расчета устойчивости откоса в однородном массиве с прямолинейным участком при $x(M) < x(E)$

Решение задач по определению предельных параметров откоса осуществляется на основе метода Г.Л. Фисенко [52, с.166; 54, с.50]. Основным положением данного метода является построение наиболее слабой круглоцилиндрической поверхности скольжения, схема которой представлена на рисунке 2.1.

Поверхность скольжения пород начинается с глубины $H90$, отстоящей от верхней бровки откоса на расстоянии r , причем значение ширины призмы обрушения больше, чем вычисленное по формуле. В основании откоса

проводится прямая линия MD , составляющая угол μ с поверхностью откоса. Участок поверхности скольжения MC представляет собой дугу окружности.

Согласно рекомендациям [54, с.52] уравнение круглоцилиндрической поверхности скольжения с центром в точке $O(x_0; y_0)$ имеет вид:

$$(x - x_0)^2 + (y - y_0)^2 = R^2 \quad (2.8)$$

или

$$y = y_0 \pm \sqrt{R^2 - (x - x_0)^2} \quad (2.9)$$

где R – радиус поверхности скольжения, м.

Поверхность скольжения представляет собой нижнюю часть окружности (по этой причине знак минус перед корнем):

$$x_0 = \frac{x_c \cdot \operatorname{tg} \mu + y_c}{\operatorname{tg} \mu - \operatorname{ctg}(\alpha - \mu)} = \frac{(H \cdot \operatorname{ctg} \alpha + r) \operatorname{tg} \mu + (H - H_{90})}{\operatorname{tg} \mu - \operatorname{ctg}(\alpha - \mu)} \quad (2.10)$$

где r – ширина призмы возможного обрушения, м;

μ – угол между направлением главных напряжений и элементарными площадками скольжения, град.;

α – угол откоса, град.;

H – высота откоса, м;

H_{90} – глубина площадки скольжения, м

Радиус поверхности скольжения:

$$R = \sqrt{x_0^2 + y_0^2} \quad (2.11)$$

Длина поверхности скольжения:

$$L = 2\pi R \frac{\beta}{360^\circ} = \pi R \frac{90^\circ - \alpha}{180^\circ} \quad (2.12)$$

Тангенс угла касательной к поверхности скольжения в произвольной точке $x = xM$ равен производной уравнения (2.6)

В работе [54, с.60] разработаны также аналитические способы расчета устойчивости откоса ступенчатого профиля (борта) в однородном массиве. На рисунке 2.5 приведен профиль откоса ступенчатой конфигурации в однородном

породном массиве. Ступенчатый профиль разделяется на элементарные расчетные блоки, которые нумеруются в соответствии с порядком уступа. Каждый уступ разделен на два блока, соответствующих откосу и площадке.

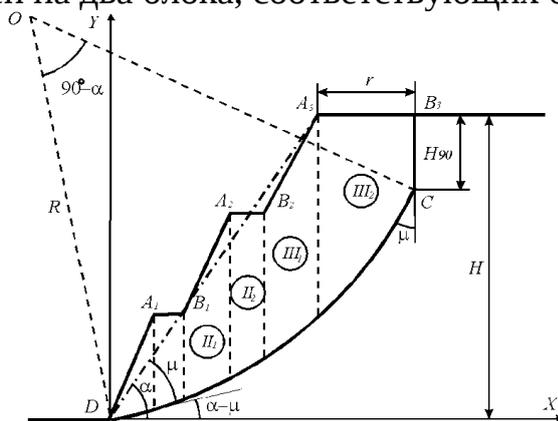


Рисунок 2.5 – Схема к аналитическому расчету откоса ступенчатого профиля

Приведенные методики можно использовать для определения границ скольжения пород, которые позволяют устанавливать области возможного заложения вертикальных стволов на поверхности, а также получить представление в целом о геомеханическом состоянии пород по глубине массива вплоть до предельной контурной границы карьера (линии дна карьера).

2.3 Существующие методы выбора способов вскрытия и местоположения вертикальных стволов при подземной разработке месторождений

От правильного выбора наиболее эффективной схемы вскрытия и безопасного размещения вскрывающих выработок (вертикальных стволов) относительно поверхности и самого месторождения в первую очередь зависит общий объем горно-капитальных работ и затрат. Снижения первоначальных капитальных затрат можно достигнуть за счет качественного отбора вариантов вскрытия, точного определения необходимого количества стволов, их длины за счет безопасного их расположения, правильного выбора их сечения, состава и размещения оборудования и др.

К способам вскрытия месторождений предъявляются следующие требования (рисунок 2.6).



Рисунок 2.6 – Основные требования, предъявляемые к способам вскрытия месторождений

При выборе способов вскрытия комплексно учитываются влияния различных горно-геологических и горнотехнических факторов (рисунок 2.7)



а

а – -горно-геологические факторы

Рисунок 2.7 – Горно-геологические (а) и горнотехнические (б) факторы, влияющие на выбор способов вскрытия, лист 1



б

б – -горнотехнические факторы

Рисунок 2.7, лист 2

Все существующие способы вскрытия шахтных полей классифицируются по следующим главным признакам (рисунок 2.8) [32, с.53]:

СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



А. По типу главных вскрывающих выработок			
Вертикальными стволами	Наклонными стволами	Штольнями	Комбинированные
Б. По количеству транспортных (подъемных) горизонтов			
Однгоризонтные		Многгоризонтные	
В. По типу вспомогательных вскрывающих выработок			
Квершлагами	Бремсбергами, уклонами	Гезенками, слепыми стволами	Наклонными съездами
Г. По количеству вскрываемых залежей (пластов)			
Одиночный пласт	Свита пластов	Группа залежей	Отдельная залежь
Д. По углу залегания			
Горизонтальные	Пологие	Крутонаклонные	Крутые
Е. По способу расположения вертикальных стволов			
Центральное	Фланговое		Центрально-сдвоенное

Рисунок 2.8 – Классификационные признаки способов вскрытия

Длительный мировой опыт разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом показывает, что наиболее универсальным и распространённым способом вскрытия является вскрытие вертикальными стволами. То же относится и к комбинированному способу разработки, что подтверждается проведенным обзором в предыдущей главе, в котором показана практика наиболее крупных месторождений в мире, осуществлявших переход на комбинированную разработку со схемами вскрытия вертикальными стволами. По общей оценке в более чем 50% случаев применения комбинированного способа разработки вскрытие производится вертикальными стволами [8, с.172; 9, с.103; 10, с.55; 11-12; 14, с.34; 15, с.230; 16, с.102; 17, с.13].

2.3.1 Выбор схемы вскрытия и места заложения шахтных стволов по методу Шевякова Л.Д.

Как ранее было сказано главные шахтные стволы при традиционной подземной разработке обычно располагают в лежачем боку месторождения. Это же относится и к комбинированной разработке. При закладке вертикальных шахтных стволов в лежачем боку залежи на безопасном расстоянии от приконтактной к карьеру зоны сдвижения пород на поверхности обеспечиваются наилучшие условия для эксплуатации стволов.

После определения возможной области места расположения ствола исходя из геомеханического состояния пород приконтактной зоны карьера в дальнейшем в учет принимаются другие не менее важные факторы: безопасность передвижения людей к месту работы; удобство расположения устья ствола и поверхностного комплекса по условиям рельефа и застроенности земной поверхности.

По условию минимальных затрат на подземный транспорт шахтные стволы должны располагаться вкрест простирания залежи или относительно вскрываемых запасов, таким образом, чтобы подземные грузопотоки были распределены равномерно [55-59].

Способы вскрытия выбираются методом вариантов на основе технико-экономического сравнения в следующей последовательности:

- отбираются возможные 2-3 лучших варианта способов вскрытия месторождения;
- по этим вариантам рассчитывают объемы горно-капитальных работ;
- по укрупненным стоимостным параметрам подсчитываются капитальные и эксплуатационные расходы.

Если варианты экономически равноценны, то окончательный выбор способа вскрытия производят с учетом технических факторов.

Общая схема технико-экономических расчётов при выборе вариантов вскрытия месторождения приведена на рисунке 2.9.

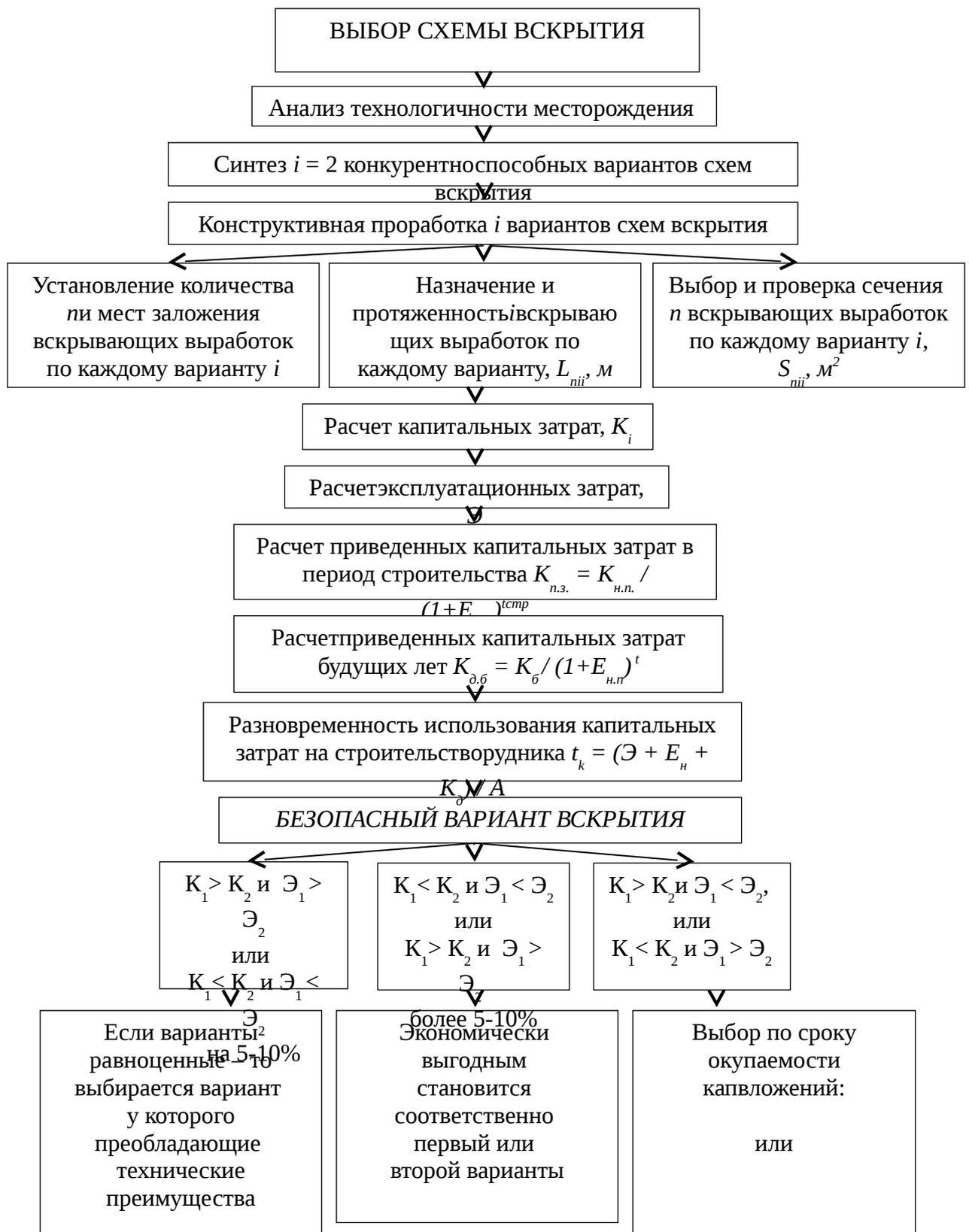


Рисунок 2.9 – Алгоритм технико-экономического сравнения вариантов схем вскрытия

Если себестоимость 1 т/м транспортировки постоянна, то расположение основной вскрывающей выработки по минимуму транспортных затрат определяется правилом, акад. Л.Д. Шевякова: «При сосредоточении грузов на прямой, по условию минимальной работы по транспортировке, ствол шахты должен быть расположен в месте сосредоточения того груза, который, будучи прибавлен к сумме других, расположенных от него влево, дает сумму, большую суммы грузов, расположенных вправо, а будучи прибавлен к правым грузам, даст сумму, большую суммы левых» [55, с.148; 56, с.51; 57, с.23; 58; 59, с.41].

Если эта стоимость непостоянна, то вопрос решается методом вариантов или по методу проф. П.К. Соболевского.

Для выдержанных по формам и площади залежей при сосредоточенных грузах Л.Д. Шевяков рекомендовал располагать главные вскрывающие выработки в точке сосредоточения грузов T_n , когда сумма грузов, расположенных слева от него равна сумме грузов, расположенных справа от него, то есть:

$$\Sigma T_l + T_n > \Sigma T_{np}; \Sigma T_{np} + T_n > \Sigma T_l \quad (2.13)$$

где ΣT_l и ΣT_{np} - суммы грузов, расположенных соответственно слева и справа от груза T_n .

На практике этот случай имеет также место, например, при одновременной разработке нескольких параллельно залегающих рудных тел.

В целом выбор места расположения вскрывающих выработок основывается на применении комплексного метода, заключающегося [55, с.147; 56, с.50; 57, с.233; 58; 59, с.42]:

- в анализе горно-геологических условий залегания месторождения под землей (наличие геологических нарушений, водоносных пород, пльвунов и др.);

- в инструментальной оценке состояния пород по всей зоне возможного расположения стволов (исследование сдвижения пород, геомеханического состояния массива);

- в визуальной оценке и изучении поверхности (рельеф местности, наличие поверхностных сооружений и зданий и др.).

При выборе места заложения главных шахтных стволов безопасность вскрывающих выработок от движения пород обеспечивается применением двух способов:

- размещением их за пределами зоны сдвижения горных пород (если ствол проводится со стороны висячего бока залежи);

- оставлением под землей охранных целиков из руды (если вскрывающая выработка проходит непосредственно по месторождению).

Чтобы обезопаситься от разрушительного влияния зон сдвижения вмещающих пород при заложении стволов на поверхности между границами этих зон и устьями стволов оставляется предохранительная берма шириной не менее 20 м для главного шахтного ствола и не менее 10 м для вентиляционных

стволов [60]. Расположение промплощадки на лежащем боку месторождения в 30-100 м от границы сдвижения поверхности при отработке последнего горизонта обеспечивает сохранность стволов и всех долговременных надшахтных зданий, сооружений [58].

Задача выбора безопасного места заложения главного ствола вкрест простирания залежи с позиций минимального объема работы подземного транспорта решается методом Р.А. Селецкого и Л.Д. Шевякова двумя способами: аналитическим и графическим [60].

Графический метод определения наивыгодного места заложения главного ствола вкрест простирания согласно правилу Л.Д. Шевякова состоит в том, что все грузы выражаются соответствующими векторами, которые суммируются в порядке их расположения слева направо или наоборот. Полученная сумма векторов делится пополам. Вектор, на который приходится точка деления, является грузом qn , указывающим на самое выгодное место заложения главного ствола [61-63].

При вскрытии месторождений неправильной формы для нахождения наивыгодного места расположения главного ствола шахтное поле делится на участки, представленные геометрическими фигурами правильной формы. Центры приложения грузов соответствующих запасов проектируются на оси координат. Затем по неравенствам Л.Д. Шевякова – Р.А. Селецкого находится положение груза qn на каждой оси. Координаты точки пересечения этого груза определяет наивыгодное место расположения ствола [62, с.255; 63, с.16-17].

В практике проектирования осуществления выбора безопасного места заложения главного шахтного (вертикального) ствола широко используется комбинированный способ: сочетающий аналитический, графический и метод вариантов.

2.3.2 Определение места заложения основной вскрывающей выработки по методу проф. П.К. Соболевского

По методу П.К. Соболевского (рисунок 2.10) грузы сводятся к точкам Q_1, Q_2, \dots, Q_n , расположенных на прямой AB на определенных расстояниях l_1, l_2, \dots, l_{n-1} друг от друга. От линии OM , через начальную и конечную точки O и M проводят перпендикуляры, на которых откладывают величину грузов: от точки M - слева направо, а от точки O - в обратном порядке. От точек проводят систему лучей. Тангенсы углов, образованных лучами с прямой линией OM , пропорциональны величинам грузов, изображенных против этих углов. Через точки сосредоточения грузов на прямой AB проводятся перпендикуляры и с точки приложения первого груза Q_1 приводят ломаную линию, отрезки которой параллельны лучам OP, OR и т.д. Таким же образом в обратном направлении строят вторую ломаную линию с точки приложения последнего груза Q_n и т.д. [60, 64].

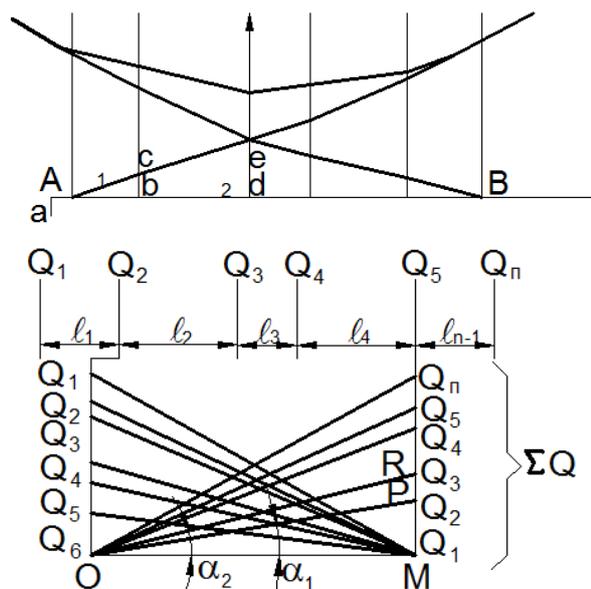


Рисунок 2.10 – Определение места заложения основной вскрывающей выработки по методу проф. П.К. Соболевского

Тангенсы α_1 и α_2 пропорциональны величинам грузов Q_1 и (Q_1+Q_2) и т. д., следовательно, ордината bc изображает работу по транспортировке груза Q_1 на расстояние l_1 , ордината ke - суммарную работу по транспортировке груза Q_1 на расстояние l_1 и (Q_1+Q_2) на расстояние l_2 . Таким образом, ординаты ломаной линии, построенной из точки A , представляют суммарную работу по транспортировке грузов, расположенных слева от каждой точки, которой соответствует данная ордината. Ординаты же ломаной линии, проведенной из точки B , представляют суммарную работу по транспортировке грузов, расположенных справа от каждой точки. Суммы ординат точек двух ломаных линий, расположенных на перпендикулярах к линии AB (в точках сложения грузов), представляют суммарную работу или стоимость транспортировки грузов, расположенных слева и справа от каждой точки. Обязательным условием являются одинаковые транспортировки грузов справа и слева [60; 64].

График суммарной работы транспорта получается сложением ординат двух ломаных линий. Точка с минимальной ординатой соответствует месту заложения ствола.

При наличии факторов, ограничивающих выбор места заложения вскрывающей выработки (рельеф, гидрогеология, застроенность, подъездные пути и др.), безопасное место заложения ствола определяется в зависимости от этих факторов.

2.3.3 Методы определения оптимального места заложения вертикальных стволов в трудах зарубежных исследователей

Исследователи М.Худей, С.Вуйнич, М.Радосавлевич рассмотрели в своих трудах вопрос выбора местоположения главного шахтного ствола шахты Веленье с помощью мультимодельного анализа [64, с.4; 65, 66]. Суть, которого

состоит не в выборе наиболее подходящего метода для обоснования принятия решения, а в применении мультимодельного анализа. Это когда одновременно используются несколько многокритериальных методов. Они остановили свой выбор на следующих программ: PROMETHEE, ELECTRE, АНР и VIKOR. Так как на практике они чаще всего используются [64, с.4; 65, с.128; 66, с.74].

Исследователи, одновременно применили в анализе эти многокритериальные методы. Формировали общие исходные модели, которая охватывает: альтернативы (это четыре возможных местоположения шахтного ствола (А, В, С, D)); критерии (здесь их шесть, таблица 2.1); относительная значимость каждого из критериев [64, с.4; 66, с.75].

Таблица 2.1 – Критерии для выбора наиболее оптимального местоположения шахтного ствола

Критерий	Описание	Метрика	Цель
К1	Выгодность местоположения в аспекте транспортной связи с ТЭС	Качественная	max
К2	Выгодность местоположения по отношению к концентрации и разворачиванию работ в шахте	Качественная	max
К3	Выгодность местоположения в аспекте инженерно-геологических и газометрических условий	Качественная	max
К4	Выгодность местоположения в аспекте гидрогеологических условий	Качественная	max
К5	Выгодность местоположения по отношению к инфраструктурным объектам шахты	Качественная	max
К6	Объем инвестиционных вложений в подготовку местоположения для строительства ствола	Количественная	min

Критериальные условия охватывают шесть критериев, причем пять из них (К1-К5) являются качественными, с границами оценки от 0 до 10. Шестой, количественный критерий К6, выражен в денежном измерении (x106\$). Критериальные цели определяются максимумом или минимумом, а значение критерия выражено предпочтением (значимостью); по оценкам проектной группы значения предпочтений следующие: 0,10 для К5; 0,25 для К3 и К4; 0,45 для К1 и К2 и самый большой 0,50 для К6 [64, с.4; 65, с.129; 66, с.75].

Конечные результаты анализа с применением методов PROMETHEE, ELECTRE, АНР и VIKOR, подтверждает оправданность сомнений о возможной не эквивалентности мультимодельных рангов (таблица 2.4).

Полная последовательность эквивалентности местоположений существует между методами PROMETHEE и VIKOR. Также существует эквивалентность перворанжированных местоположений между методами ELECTRE и VIKOR. Сравнительное ранжирование местоположений методами АНР не принесло результатов.

Из таблицы 2.2 видно, что местоположения В и D, которые занимают две первые и две вторые ранговые позиции, оценены одинаково и в целом имеют лучшие показатели по сравнению с местоположениями А и С. Колебания рангов, полученных указанными методами, объяснимы. С точки зрения причинно – следственных связей решения всех четырех методов стремятся к получению лучшей последовательности альтернатив в соответствии с заданными критериями [64, с.5; 65, с.130; 66, с.76].

Таблица 2.2 – Сравнение последовательностей местоположений

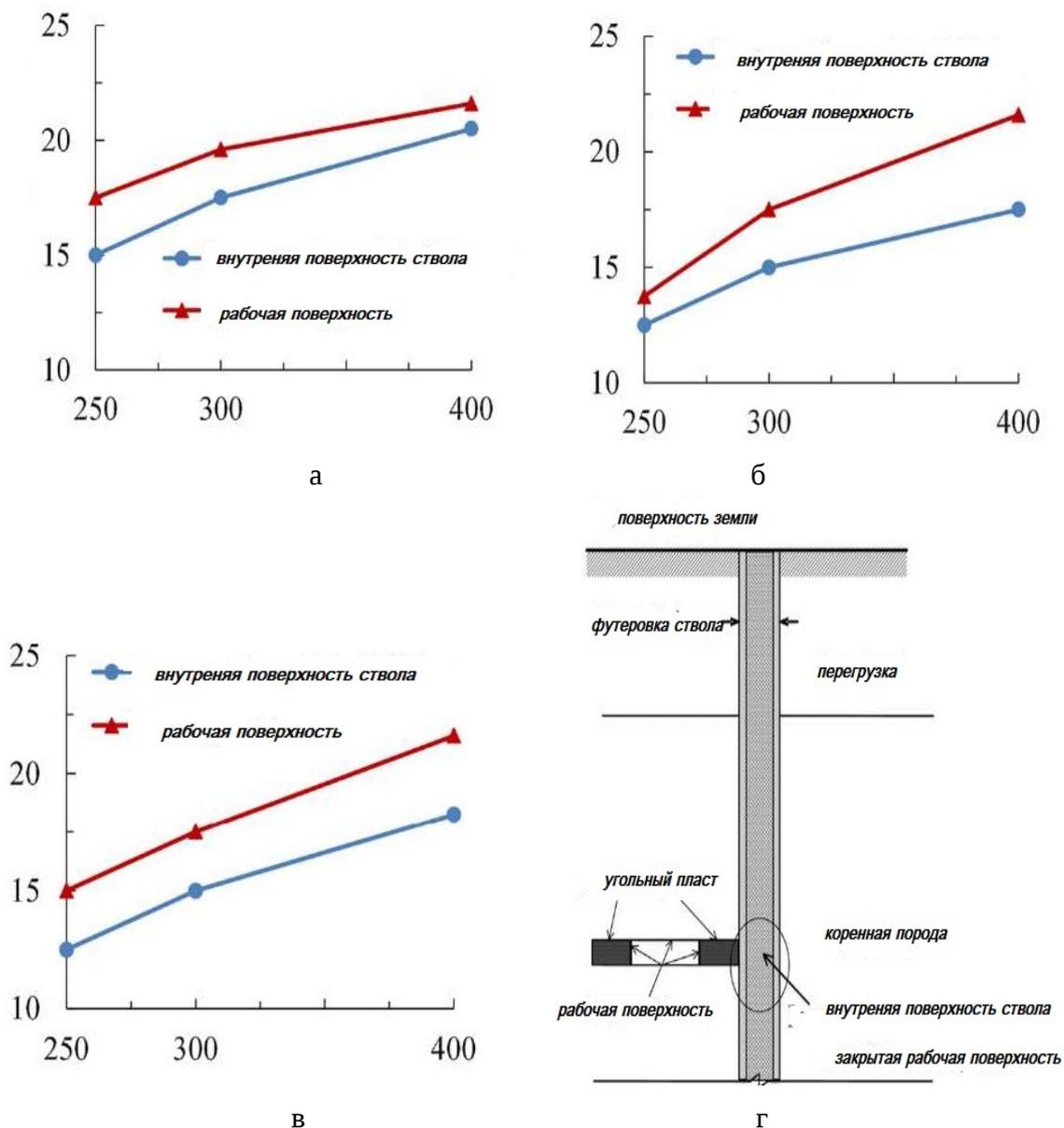
Местоположение	PROMETHEE	ELECTRE	АНР	VIKOR (V1=0.5)
Ранг				
А	4	3	4	4
В	2	1	1	2
С	3	2	3	3
D	1	2	2	1

Авторы данного исследования рекомендуют, в процессе анализа, когда нужно определить приоритеты или ранжировать альтернативы, решения связывать не с выбором метода, а с процедурным процессом анализа и применения решения, что подтверждается в их случае выбором местоположения главного шахтного ствола [64, с.5; 66, с.76].

Другая работа исследователей Qing Yu, Jinrong Ma, Hideki Shimada, Takashi Sasaoka предусматривает численный анализ модели влияния горных работ на устойчивость шахтного ствола [64, с.5; 66, с.76; 67, 68], которая была проанализирована с помощью трехмерной конечной программы FLAC 3 D 2.1. Это модель была использована для угольного разреза Baodian (Китай).

Согласно анализу исследователей, при подземной разработке на глубине 250 м коренная порода под водоносным горизонтом начинает ослабевать, а затем в ней развиваются некоторые трещины. Несмотря на то, что трещина имеет место на водоносном горизонте, расстояние между водоносным горизонтом и шахтной панелью относительно велико. Влияние на водоносный горизонт исчезает при добыче на глубине 400 м, а деформация сдвига вблизи горной панели имеет тенденцию к повышению [64, с.5].

Глубина шахты также влияет на устойчивость ствола, поэтому для оценки влияния использовалось максимальное главное напряжение на поверхности ствола (вблизи ствола составил около 18 МПа) (рисунок 2.14) [64, с.5; 66, с.76; 67, р.823; 68, р.79; 69].



Максимальное главное напряжение, МПа: а – глубина разработки (м), ширина охранного целика 50 м; б – глубина разработки (м), ширина охранного целика 70 м; в – глубина разработки (м), ширина охранного целика 90 м; г – расположение ствола

Рисунок 2.14 – Влияние глубины шахты на устойчивость ствола

Исследование авторов показывает [69, р.91], что влияние ширины охранного целика очевидна для устойчивости ствола. Когда ширина охранного целика превышает 70 м, влияние глубины разработки становится больше.

Для описания НДС в численном моделировании использовалось упругая изотропная модель. Были рассмотрены влияние глубины горной выработки, ширина охранного целика, диаметр ствола и глубина ствола и водоносный горизонт.

2.4 Оценка возможности открыто-подземной разработки на основе определения граничного коэффициента вскрыши и конечного контура карьера

Принятие решения о переходе месторождения с открытой на подземную разработку осуществляется на основе определения граничного коэффициента вскрыши – максимально допустимый коэффициент вскрыши месторождения по условию экономичности, в результате чего осуществляется установление границы перехода с открытого на подземные работы.

В решении проблемы конечных границ существуют ряд главных принципов, разработанных ранними основоположниками этого направления. Они в основном заключаются в сравнении граничного коэффициента вскрыши с разными другими коэффициентами вскрыши. Первые принципы определения конечных границ были определены немецким инженером Мэршем (1924) [70, 71]:

$$\begin{aligned}n_g &\geq n_{cp}, \\n_g &\geq n_k\end{aligned}\tag{2.14}$$

Эти принципы были продолжены и развиты российскими проектировщиками и исследователями в т.ч. И.А. Кузнецовым, В.В. Ржевским и П.И. Городецким, которые предложили свои принципы определения конечных границ:

Кузнецов И.А. (1932):

$$n_g \geq n_0 + n_k\tag{2.15}$$

Ржевский В.В. (1950):

$$n_g \geq n_k; n_g \geq n_m\tag{2.16}$$

Арсентьев А.И. (1956):

$$n_g \geq n_0 + n\tag{2.17}$$

где n_g – граничный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

n_{cp} – средний коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

n_k – контурный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

n – эксплуатационный коэффициент вскрыши, усреднённый по периодам работы карьера, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

В настоящее время существуют множество различных методов определения граничного коэффициента вскрыши, а также границы открытой и подземной работ. Эти методы основываются на сравнении затрат на добычу полезного ископаемого при открытом и подземном способах в пределах одного месторождения.

На начальном этапе обычно находят контуры, сопоставляя граничный коэффициент вскрыши с контурным, текущим и средним коэффициентами, а также с суммой усредненного эксплуатационного коэффициента вскрыши. Для этого используются аналитический, графический и графоаналитический методы. Аналитический метод применяют при разработке месторождений правильной формы. Глубину карьера рассчитывают по зависимостям, предложенными Ржевским В.В., Городецким П.И., Боголюбовым Б.П. и др. Графическим методом находят ориентировочную глубину карьера [72].

Общепризнанный порядок определения конечных контуров карьера практически во всех методах в принципе одинаков. Схема последовательных действий приводится на рисунке 2.15.

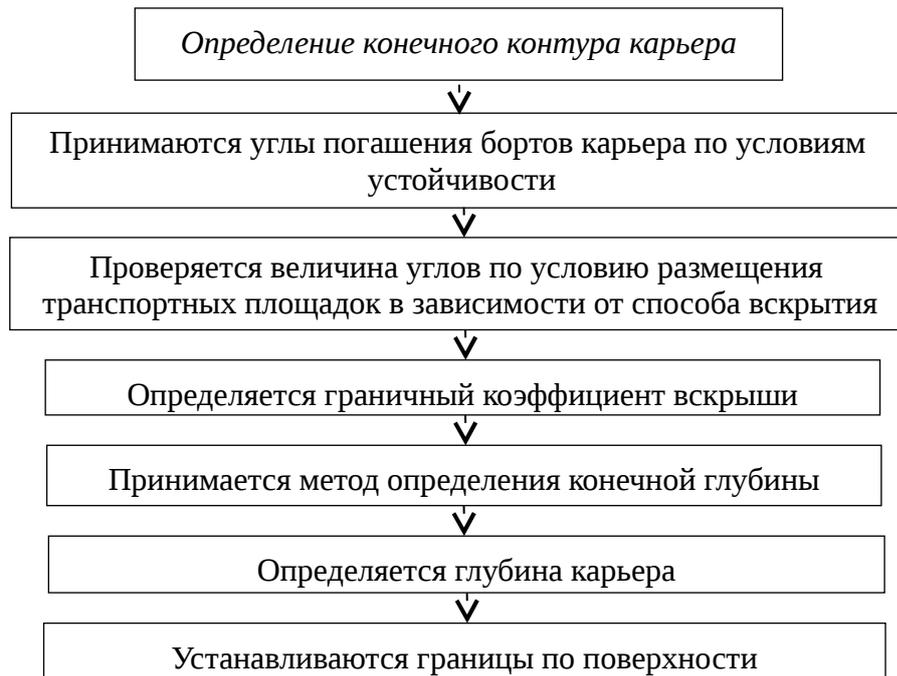


Рисунок 2.15 – Алгоритм определения конечного контура карьера

Рассмотрим несколько способов определения предельной глубины карьера, играющей важную роль при переходе на комбинированную разработку.

Так в работе [58] приводятся методы определения экономически предельной глубины карьера, при которой контурный коэффициент вскрыши K_k (отношение приращений объемов пустых пород и полезного ископаемого при расширении контура карьера) равняется граничному K_{gr} :

$$K_k = -K_{gr} \quad (2.18)$$

Затраты на добычу полезного ископаемого открытым и подземным способами на конечном контуре карьера должны равняться между собой:

$$C_a + K_{gr}C_b = C_A + K_k C_B \quad (2.19)$$

Для определения конечных контуров карьера используются методы: сравнения вариантов, аналитический и графический [58].

При методе сравнения вариантов на поперечном сечении по месторождению вычерчивают контуры карьера для нескольких вариантов глубины, для каждой из них определяются запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и коэффициент вскрыши. Путем сравнения значений коэффициентов вскрыши по вариантам с граничным коэффициентом вскрыши определяют конечную глубину карьера на данном поперечном сечении.

Аналитический метод является практически удобным. В этом случае к заданным условиям выводятся формулы контурного, среднего или эксплуатационного коэффициентов вскрыши.

Для крутопадающих месторождений средний коэффициент вскрыши определяется по формуле (2.20):

$$k_c = \frac{(ctg\alpha + ctg\beta)}{2m} \quad (2.20)$$

где α и β - углы откосов бортов карьера лежачего и висячего боков, град;

H_k - конечная глубина карьера, м;

m - горизонтальная мощность залежи, м.

А для определения конечной глубины карьера Городецкий П.И. и Боголюбов Б.П. предлагают формулу (2.21):

$$H_k = \frac{K_{гpm}}{ctg\alpha + ctg\beta} \quad (2.21)$$

Эта формула получила широкое применение на практике. Аналитический метод из-за своей недостаточной точности используется только на несложных по залеганию месторождениях.

При графическом методе конечную глубину открытых работ находят путем графических построений по упрощенному графическому методу Ржевского В.В. [57, с.50; 60].

Самым распространённым способом в определении граничного коэффициента вскрыши остается сравнение экономических результатов разработки месторождения открытым и подземным способами, при котором [57, с.298]:

$$C_d \geq C_n \quad (2.22)$$

где C_d - допустимая себестоимость добытого полезного ископаемого открытым способом, тг/м³;

C_n - себестоимость добытого полезного ископаемого подземным способом, тг/м³.

В работе [52, с.202], к примеру, описываются четыре метода определения

граничного коэффициента вскрыши по условиям равенства конкретных экономических показателей: себестоимости полезного ископаемого при открытом и подземном способах, суммарных эксплуатационных затрат на добычу полезного ископаемого открытым и подземным способами, удельной прибыли при разработке месторождения открытым и подземным способами.

В работе [60; 72, с.46] граничный коэффициент вскрыши рекомендуется определять из условия равенства текущих производственных затрат и максимально допустимых.

2.5 Научно-методические принципы установления области безопасного места заложения вертикальных стволов в условиях комбинированной разработки месторождений

Исходя из проведенного обзорного анализа инженерно-технических и геомеханических задач при выборе безопасного места расположения вертикальных шахтных стволов в условиях комбинированной разработки рекомендуется следующая логическая последовательность решения поставленной в работе цели и задач (таблица 2.3).

Таблица 2.3 – Последовательность инженерно-технических задач, геомеханических исследований и инженерно-геологических изысканий

Этапы	Последовательность решаемых задач и исследований	Методы решения	Цель
1	2	3	4
1	Выбор безопасной схемы вскрытия (A1)	Технико-экономическое сравнение вариантов (A11,...A1i, здесь и далее i – количество параметров данного показателя)	Определение вида и параметров главных вскрывающих выработок: вертикальных стволов: S – сечение, m_2 ; H – длина, м; n – количество
2	Определение предельной глубины карьера (A2)	Аналитический расчет, инструментальные измерения (A21,...A2i)	Определение длины шахтного ствола в зоне влияния карьера: n_g – граничный коэффициент вскрыши; H_k – конечная глубина карьера.
3	Оценка устойчивости откосов (A3)	Аналитический расчет, инструментальные измерения, моделирование (A31,...A3i)	Определение линии скольжения пород вдоль контура карьера и ее параметров: μ – угол между направлением главных напряжений и элементарными площадками скольжения, град.; α – угол откоса, град.; H – высота откоса, м; H_{90} – глубина площадки скольжения, м; R – радиус поверхности скольжения; L – длина поверхности скольжения, м
4	Определение зоны возможных деформаций земли вокруг	Аналитический расчет, инструментальные измерения,	Установление границ области безопасного расположения шахтных стволов по фактору сдвижения

Продолжение таблицы 2.3

1	2	3	4
	контура карьера (A4)	моделирование (A41,...A4i)	пород; L - зона сдвижения пород; l - зона обрушения пород; α, β - углы сдвижения пород; α', β' - углы обрушения пород
5	Установление параметров бермы безопасности (A5)	По нормативным требованиям (A51,...A5i)	Установление зоны возможного расположения околоствольного поверхностного комплекса: $i = 25 - 100$ м
6	Оценка поверхности земли в зоне возможного расположения стволов (A6)	Инженерно-геологические изыскания на основе визуальной оценки и инструментального изучения поверхности (A61,...A6i)	Определение опасных для шахтных стволов зон путем экспертной оценки степени нарушенности, застроенности, наличия коммуникаций, компактного расположения поверхностного комплекса зданий и т.д.
7	Выбор места заложения шахтного ствола (A)	Сопоставление инженерно-геологических изысканий (п.6) с инженерно-техническими и гео механическими исследованиями (пп. 1-5)	Определение безопасного места заложения вертикальных шахтных стволов: $A = \{A1, A2, A3, A4, A5, A6\} \geq O$, где, O – общий риск

Определение зон сдвижения и обрушения пород, представленной на земной поверхности в виде некоторой области, в котором должны обеспечиваться наиболее безопасные условия для функционирования вертикальных шахтных стволов от разрушительного влияния сдвижения пород вокруг открытого пространства карьера может быть выполнена с использованием существующих методик, имевших применение в условиях АО «Жайремский ГОК» при отработке месторождения комбинированным способом в 2009-2011 гг. [5, с.25].

Эта задача является комплексной, алгоритмы поэтапной, последовательной, локальной оптимизации качественных характеристик и количественных параметров при выборе области безопасного места заложения шахтных стволов представлены на рисунках 2.16 и 2.17.

Вопрос выбора места расположения вертикальных стволов по вероятности благоприятного или неблагоприятного исхода можно отнести к категории неопределенных событий (п. 7, таблицы 2.3), когда отсутствует определенность в правильности принятого решения. Для более точной оценки эффективности необходимо учитывать возможные риски в принятии технологического решения. Ввиду того, что риск полностью исключить не представляется возможным, то следует его прогнозировать и управлять им. Под риском следует понимать возможность возникновения как неблагоприятного, так и благоприятного события, в результате которого предприятие может получить ущерб или прибыль [15, с.490; 73].



Рисунок 2.16 – Алгоритм последовательной локальной оптимизации процесса выбора места расположения вертикального ствола

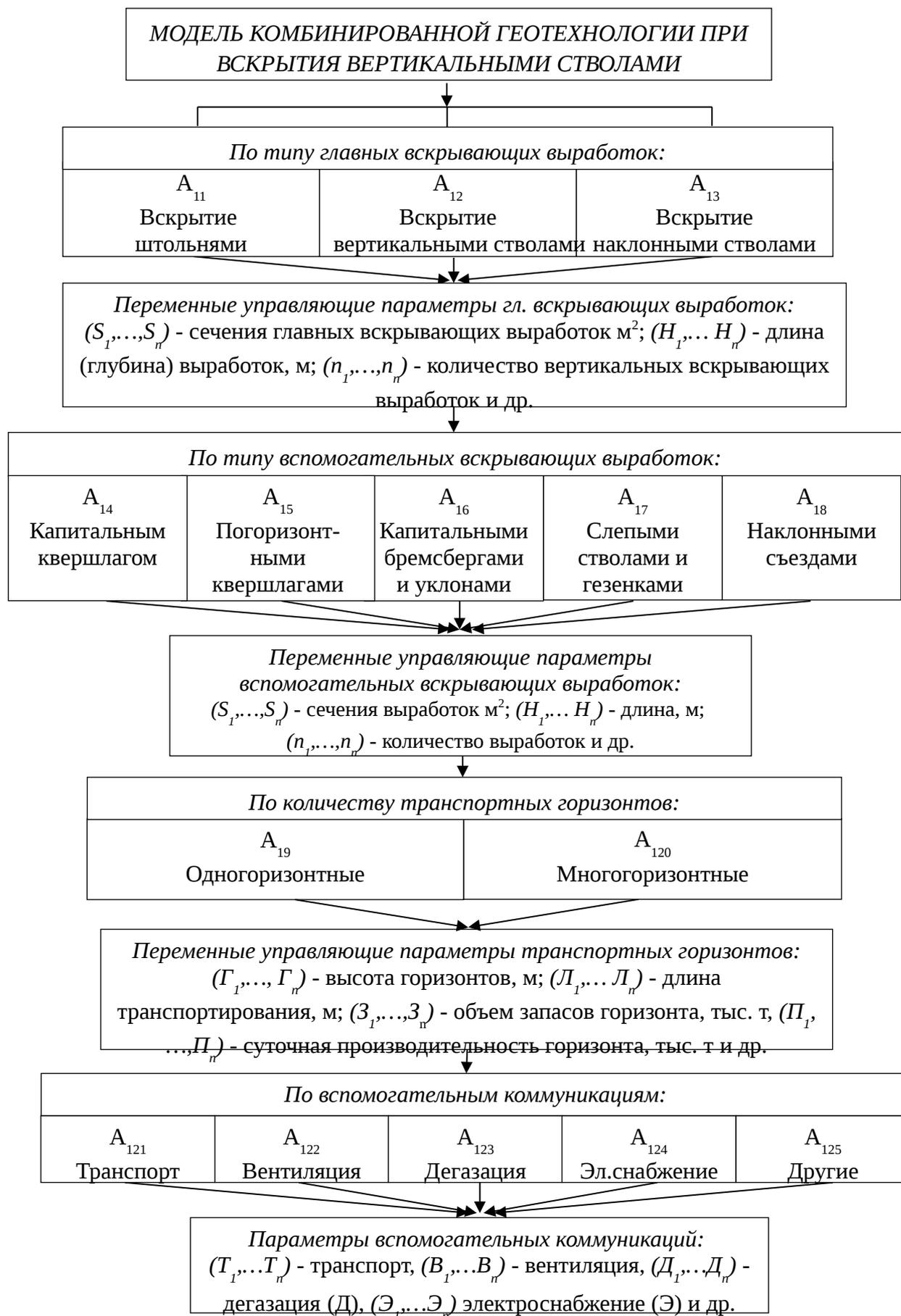


Рисунок 2.17 – Алгоритм поэтапной оптимизации вариантов вскрытия вертикальными стволами при комбинированной разработке

Количественной мерой риска является вероятность наступления благоприятного ($P_{да}$) или неблагоприятного ($P_{нет}$) события и связанная с этим экономическая выгода (Π_i) или ущерб (Y_i). В качестве критерия оценки предлагается использовать критерий Гуд из работы [15, с.490]:

$$\begin{cases} O = P_{инт}^{общ} \Pi_i - (1 - P_{инт}^{общ}) Y_i \rightarrow \max ; \\ P_{инт}^{общ} = K_{знач}^{геол} P_{да}^{геол} K_{знач}^{пол} P_{да}^{пол} K_{знач}^{экон} P_{да}^{экон} ; \\ 0 < K_{знач}^j < 1 ; \\ 0 < p_{да}^j < 1, \end{cases} \quad (2.23)$$

Условные обозначения приведены в таблице 2.4.

Π_i определяются по формуле (2.20) [15, с.489]:

$$\Pi_i = \sum_{t=1}^T (R_{it} - Z_{it} - M_{it}) \frac{100 - \kappa^T}{100 + e_d} - \sum_{t=1}^T (K_{it} - A_{it} - M_{it} + D_{it} + Y_{it}) \frac{1}{(1 + e_d)^t} - Z_{it}, \quad (2.24)$$

Таблица 2.4 – Условные обозначения к формулам (2.23) и (2.24) и их значения

Условные обозначения и их расшифровка	
1	
O	– Общий риск
$P_{инт}^{общ}$	– Интегральная оценка вероятности благоприятных событий
Π_i ,	– Дисконтированный доход от благоприятного исхода реализации i -го варианта
Y_i	– Ущерб от неблагоприятного исхода реализации i -го варианта
$K_{знач}^j$	– Коэффициент значимости влияния i -го фактора риска
$K_{знач}^{геол}$	– горно-геологического
$K_{знач}^{пол}$	– политического
$K_{знач}^{экон}$	– экономического
$p_{да}^j$	– Вероятность благоприятного исхода по i -му фактору:
$p_{да}^{геол}$	– горно-геологическому
$p_{да}^{пол}$	– политическому
$p_{да}^{экон}$	– экономическому
i	– Порядковый номер варианта
t	– Год осуществления затрат (текущий)
T	– Срок отработки прикарьерных запасов, лет
R_{it}	– Результат производственно-хозяйственной деятельности в текущем году по i -му варианту, тг
Z_{it}	– Годовые затраты на ПХД, тг
M_{it}	– Доход не облагающийся налогом по прибыли, тг

$\pi^П$	– Ставка налога на прибыль, тг
---------	--------------------------------

Продолжение таблицы 2.4

1	
e_D	– Норма дисконта
K_{it}	– Капитальные затраты по i -му варианту в t -м году, тг
A_{it}	– Амортизационные отчисления за год, тг
D_{it}	– Отчисляемые учредителям годовые дивиденды, тг
Y_{it}	– Возможный ущерб месторождения, тг
Z_{kt}	– Затраты на поиски и освоение потерянной в недрах руды, тг

Значения вероятности благоприятного ($p_{да}^j$) и неблагоприятного ($p_{нет}^j$) исходов по каждому i -му фактору, а также коэффициенты значимостей влияния факторов риска $K_{знач}^j = K_{знач}^{геол} K_{знач}^{пол} K_{знач}^{экон}$ определяются экспертным путем.

2.6 Выводы по разделу 2

1. По результатам анализа трудов известных российских (советских) и зарубежных ученых по выбору места расположения вертикальных шахтных стволов при подземной разработке месторождений рассмотрены известные методы определения места заложения стволов при подземной разработке месторождений Л.Д. Шевякова, П.К. Соболевского, Р.А. Селецкого.

2. Изучены исследования зарубежных ученых М. Худей, С. Вуйнич, М. Радосавлевич, в которых рассмотрены вопросы выбора местоположения вертикального ствола шахты Веленье (Словения) с помощью мультимодельного анализа, остановив свой выбор на программах, которые получили широкое применение: PROMETHEE, ELECTRE, АНР и VIKOR. Обращено внимание на работы исследователей Qing Yu, Jinrong Ma, Hideki Shimada, Takashi Sasaoka, предусматривающие численный анализ модели влияния горных работ на устойчивость шахтного ствола.

3. Проанализированы инженерные и геомеханические задачи выбора безопасного места заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений.

4. Рассмотрены существующие способы оценки устойчивости подработанных бортов и уступов карьера с учетом сдвижения горных пород, позволяющие определять зоны сдвижения горных пород вокруг карьера, что имеет важное значения для выбора безопасного места расположения вертикальных стволов. Для расчета устойчивости откосов как правило используются расчетные схемы кругло-цилиндрической поверхности скольжения.

5. Описываются способы и методы определения граничного коэффициента вскрыши, позволяющие производить оценку возможности перехода от открытой разработки к подземной разработке месторождений. Эти методы основываются на сравнении затрат на добычу полезного ископаемого при открытом и

подземном способе разработки месторождения и других экономических показателях.

6. Приведены основные требования, предъявляемые к способам вскрытия месторождений, разработан алгоритм последовательных действий при выборе места заложения вертикальных стволов.

3 ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕЛИЧИНЫ ОТСТОЯНИЯ ШАХТНЫХ (ВЕРТИКАЛЬНЫХ) СТВОЛОВ ОТ БОРТОВ КАРЬЕРА В УСЛОВИЯХ РУДНИКА «УШКАТЫН-3» АО «ЖАЙРЕМСКИЙ ГОК»

3.1 Выбор места размещения вертикального ствола при условии отработки рудника «Ушкатын-3» при переходе на комбинированную разработку

В условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК» в 2009-2010 гг. с учетом возможности наиболее полного извлечения из недр основных и прилегающих запасов полезных ископаемых для обоснования возможности перехода на комбинированную разработку проводились научно-экспериментальные работы и расчеты устойчивости карьерных откосов с целью выбора безопасного место положения (отстояния) вертикальных стволов [74-76].

Для горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения «Ушкатын-3» рассматривались два варианта вскрытия [4, с.7]. Наиболее экономичным был признан вариант схемы вскрытия четырьмя вертикальными стволами с расположением стволов: «Скиповой» и «Клетевой» по центру месторождения; вентиляционных стволов 1 и 2 по флангам. Схема проветривания – центрально-фланговая (см. разд. 1.1) [4, с.10].

При проектировании вертикальных стволов учитывались следующие стандартные требования и условия [4, с.11; 5, с.18]:

- расположения стволов за пределами шахтных полей на безопасном расстоянии от рискованной прикарьерной зоны сдвига горных пород, с целью исключения необходимости оставления предохранительных целиков в дальнейшем при подземной разработке;

- обеспечения возможности расположения окоlostвольного двора в условиях устойчивых, прочных пород, без пересечения стволами крупных тектонических нарушений, пльвунов, водоносных горизонтов и др.;

- меры максимального извлечения в дальнейшем окоlostвольных целиков в случае расположения стволов в пределах карьерного поля или площади залегания полезного ископаемого;

- предварительные меры, исключающие или снижающие воздействие на стволы подземных очистных работ и открытых карьерных работ, в случае параллельной открытой разработки месторождения.

Местоположение стволов, выбираются обычно в двух направлениях: вкрест простирания или по простиранию месторождения с учетом горно-геологических и горнотехнических факторов. В первом случае стволы располагаются за пределами зоны сдвига пород, чтобы обеспечить надежное функционирование и долговечность стволов в течение всего периода эксплуатации предприятия до полного завершения горных работ.

Неправильный выбор положения вертикальных стволов в направлении вкрест простирания может привести к серьезным последствиям. С течением

времени, с определенной глубины, начинается процесс сдвижения пород, и ствол, при недопустимо близко расположении к рудному телу, может подвергнуться опасным деформациям и выйти из строя. В результате потребуется проходка нового ствола, что повлечет большие непредвиденные капиталы. При оставлении возле ствола охранного целика, потребуется консервация на длительный срок значительных запасов полезного ископаемого.

Стволы удобно располагать в лежащем боку месторождения. В этом погоризонтные капитальные квершлагги приобретают минимальную длину вышерасположенных горизонтах, что позволяет вскрывать их в достаточно короткие сроки.

Так как транспортные затраты при подземной разработке сильно зависят от длины откаточных выработок, то главные вскрывающие выработки для равномерного распределения грузопотоков выгодно располагать ближе к центру шахтного поля. Тогда потребуется на флангах месторождения устройство вертикальных стволов для отвода на поверхность отработанного воздуха. Поэтому при небольшой длине шахтного поля (до 700-1000 м) главные вскрывающие горные выработки и вентиляционный ствол целесообразно располагать на разных флангах месторождения.

При разработке крутопадающих рудных тел в мульде сдвижения формируется зона обрушения, размеры которой возрастают с увеличением глубины разработки, но точка максимальных оседаний остается приуроченной к провалу (рисунок 3.1) [77].

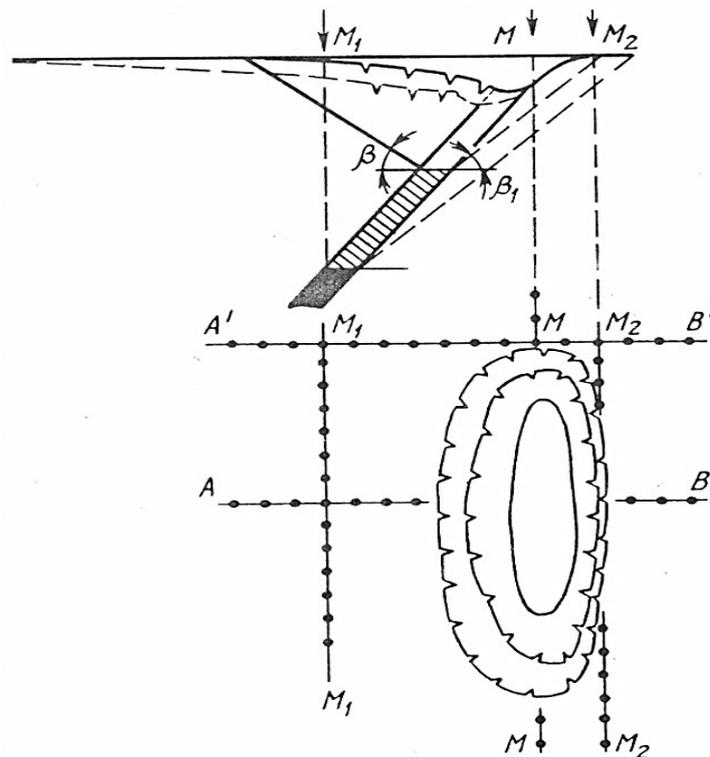


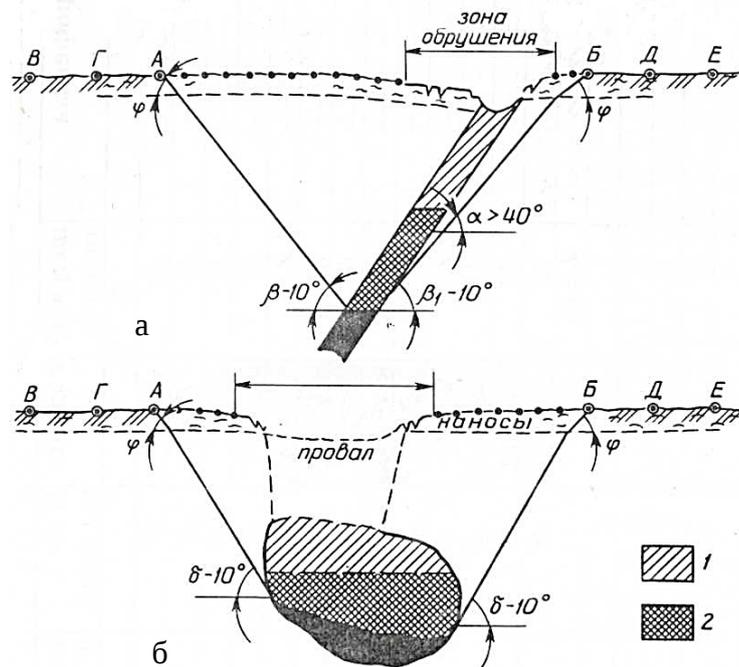
Рисунок 3.1 – Схема определения зон сдвижения

В этом случае основная профильная линия по простиранию располагается

в центре провала (точка М на рисунке 3.1), дополнительную профильную линию (в случае необходимости) располагают над нижней границей проектных очистных выработок на период наблюдений (точка М1). Если существует вероятность сдвижения пород лежачего бока, то со стороны восстания закладывают вторую дополнительную профильную линию (точка М2), проходящую по краю зоны обрушения [5, с.19; 75, р.7; 77].

Когда углы сдвижения для данного («Ушкатын-3») или аналогичного месторождения не известны, их величину рекомендуется определять в соответствии с данными, приведенными в [5, с.19; 75, р.7; 77].

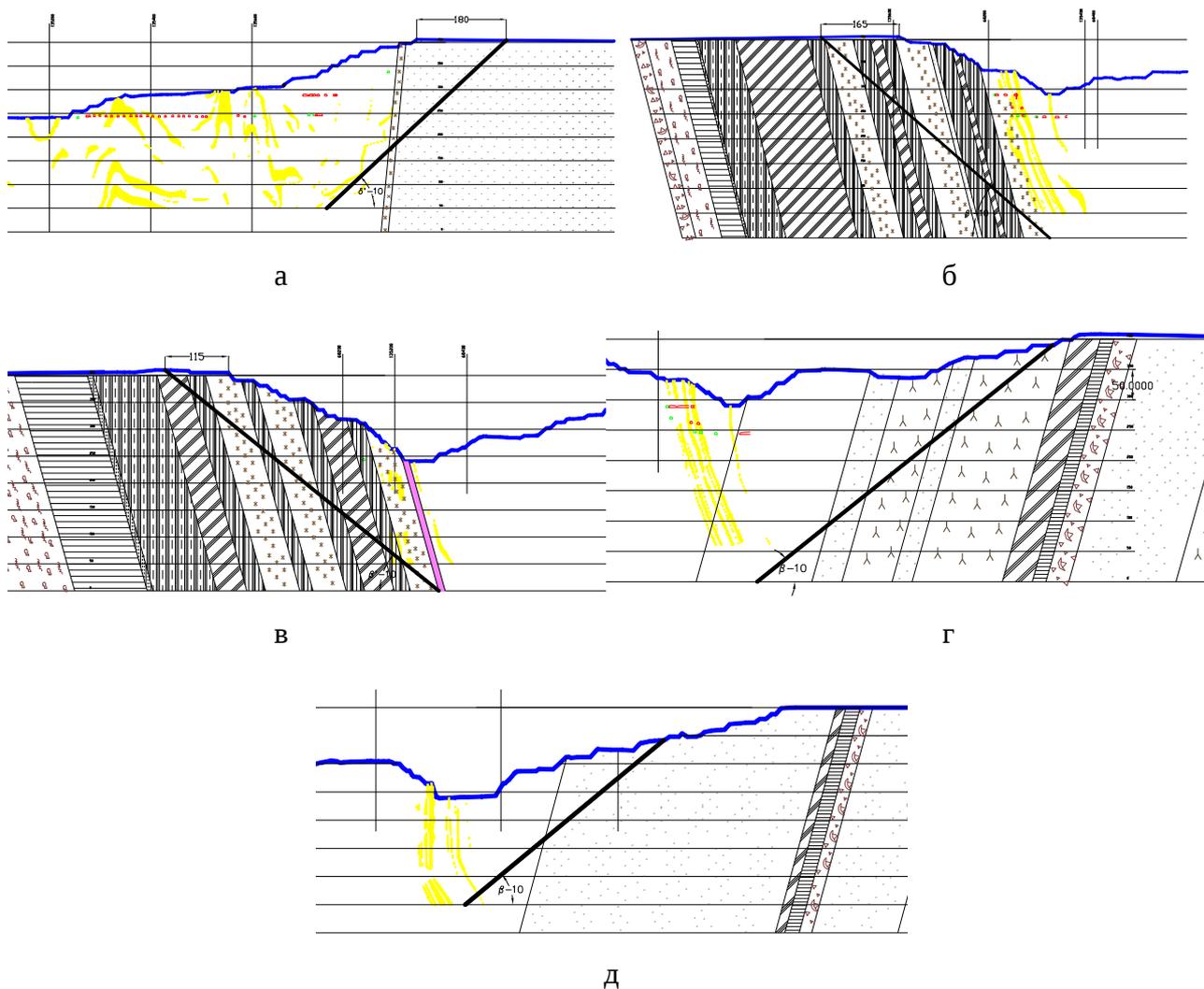
При крутом падении рудных тел ($\alpha > 45^\circ$) границу ожидаемой зоны сдвижения со стороны восстания строят от нижней границы очистной выработки в лежачем боку рудного тела под углом $\beta_1 - 10^\circ$ (рисунок 3.2) [5, с.20; 75, р.8; 77].



а - на разрезе вкрест простирания пород; б - на разрезе по простиранию пород

Рисунок 3.2 – Определение длин проектируемых профильных линий

На разрезе по простиранию от проектных границ очистных работ на период наблюдений в сторону торцов рудного тела проводят линии под углом $\delta = 10^\circ$ до пересечения с линией контакта коренных пород с наносами и далее. Ниже представлены зоны сдвижения, отстроенные по разрезам I-I; II-II; III-III; IV-IV; V-V (рисунок 3.3) [5, с.21; 75, р.10; 76, р.21; 77].



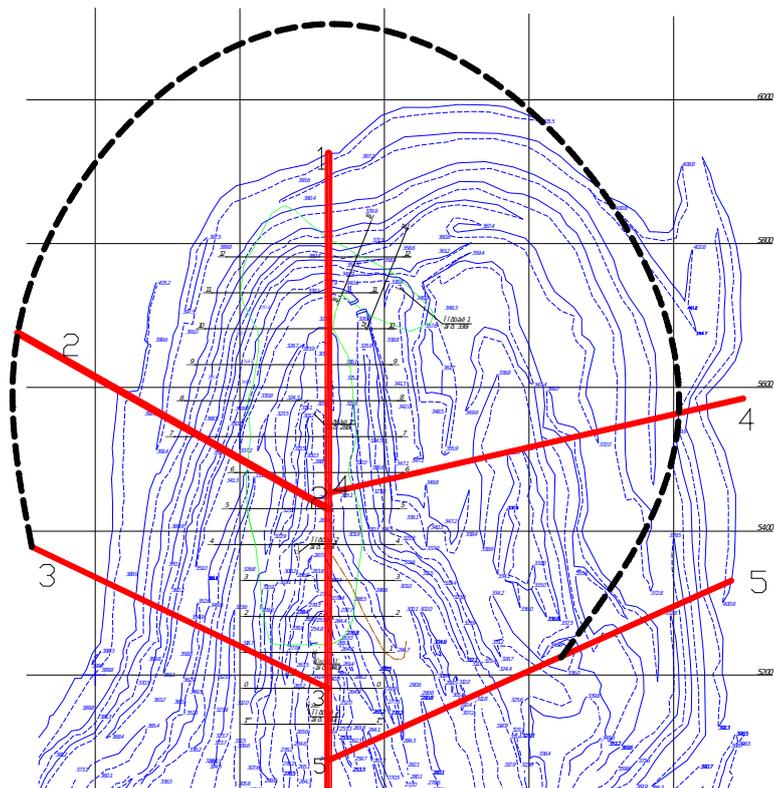
а – по разрезу I-I; б – по разрезу II-II; в – по разрезу III-III; г – по разрезу IV-IV; д – по разрезу V-V

Рисунок 3.3 – Зона сдвижения по разрезам

При определении углов сдвижения линии к границам выработанного пространства проводятся, так чтобы они или их продолжения не пересекались с выработанным пространством. Если межкамерные целики и потолочины нижележащего этажа не отработаны и сохраняют устойчивое состояние, то принимается граница днища камер вышележащего этажа. Угол сдвижения пород в наносах ϕ определяются по данным наблюдений при выемке рудных тел под наносами. Граничные углы, углы разрывов и углы обрушения определяются без разделения толщи на наносы и коренные породы по точкам земной поверхности с деформациями.

Углы и границы зон влияния очистных работ на вертикальных разрезах, показаны на рисунке 3.2.

Расчетами были установлены следующие безопасные расстояния: 180 м; 165 м; 115 м; 0 м; - 100 м. В результате соединения точек выхода линий сдвижения на земную поверхность, получается область, в пределах которой не рекомендуется размещать вертикальный ствол (рисунок 3.4).



1, 2, 3, 4, 5 – профильные линии разрезов зоны возможных обрушений

Рисунок 3.4 – Зона сдвижения Северной части рудника «Ушкатын-3»

Вся зона расположенная за этой областью, характеризуется целостностью массива горных пород, не подвергнувшихся воздействиям горных работ на карьере. Внутри этой области, расположенной вне так называемой приконтактной зоны карьера, массив является неустойчивым и расположение стволов в ней может привести к сильным деформациям и разрушениям ствола.

Шахтный ствол следует располагать за границей этой области, указанной на рисунке жирной пунктирной линией, не ближе 10 м от по внешнему краю ствола.

Данная методика позволяет определять наиболее безопасное место заложения вертикальных стволов при комбинированной технологии разработки месторождений полезных ископаемых по условию сдвижения пород массива в приконтактной зоне карьера [5, с.24; 75, р.10; 76, р.22].

3.2 Расчет устойчивости карьерных откосов с целью обоснования безопасной зоны для геомеханической модели неоднородного откоса

В рамках научной темы: «Геомеханическое обоснование устойчивости пород при комбинированном способе отработки рудных тел на руднике «Ушкатын-3» проводились научно-экспериментальные исследования по обоснованию величины отстояния (местоположения) ствола от северного и западного бортов карьера «Ушкатын-3» [75, р.8; 76, р.21].

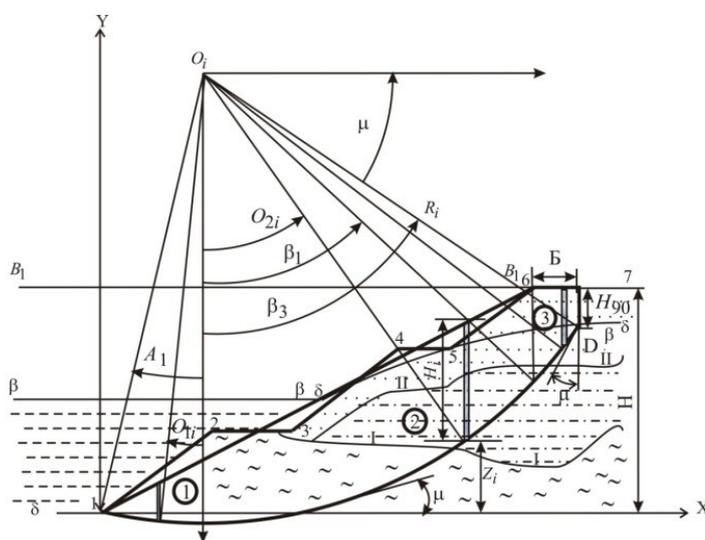
С этой целью в ходе наблюдений были выполнены расчеты устойчивости для геомеханической модели неоднородного откоса северного и западного

бортов карьера. Ниже представлена методика расчета устойчивости карьерных откосов [5, с.25; 75, р.8].

При определении истинного коэффициента запаса устойчивости n реального (либо проектного) борта карьера ступенчатого профиля 1, 2, 3. ..., 7 (рисунок 3.5) учитывалось, что в момент предельного равновесия призмы возможного обрушения для любой элементарной площадки поверхности скольжения касательное напряжение τ_n вычисляется по формуле Кулона [5, с.25; 74, с.8]:

$$\tau_n = \sigma \cdot \operatorname{tg} \rho_n + k_n, \quad (3.1)$$

где σ - нормальное напряжение для рассматриваемой элементарной площадки; ρ_n - угол внутреннего трения и удельное сцепление массива соответственно. Индекс "н" показывает, что параметры ρ и k относятся к моменту предельного равновесия.



B – ширина призмы обрушения; R_i – радиус поверхности скольжения; H – проектная высота; A_1 – отрезок, соответствующий зоне нагрузке; 1, 2, 3 – разновидность пород

Рисунок 3.5 – Принципиальная схема расчета для геомеханической модели неоднородного массива

Так как реальный откос карьера находится не в предельном состоянии, а с определенным коэффициентом запаса устойчивости n , то непосредственному расчету с использованием зависимости (3.1) необходимо подвергать не проектный откос, а предельную схему проектного откоса.

Была использована методика расчета для геомеханической модели неоднородного массива по классификации П.С. Шпакова [78, 79], которая используется при оценке устойчивости карьерных откосов в сложных горно-геологических условиях для бортов карьеров произвольной формы. Согласно этой методике рассматриваются 4 расчетные схемы.

Расчетная схема 1 [5, с.26; 75, р.8] применяется для оценки устойчивости как однородных, так и многослойных карьерных откосов, породы которых

находятся в сухом состоянии кривая депрессии отсутствует, плотность скелета $\rho_{ск}$ определяется по формуле (3.2):

$$\rho_{ск} = q_1 (V_1 + V_2)^{-1}, \quad (3.2)$$

где q_1 - масса минеральной части скелета породы;

V_1 - объем минеральной части скелета породы;

V_2 - объем пор в породе.

По схеме 2 [5, с.26; 75, р.8] оценивается устойчивость карьерного откоса, породы которого находятся в состоянии естественной влажности, кривая депрессии отсутствует, плотность породы ρ определяется по формуле (3.3):

$$\rho = (q_1 + q_2) (V_1 + V_2)^{-1}, \quad (3.3)$$

где q_2 - масса воды, полностью или частично заполняющей поры в породе.

По схеме 3 [5, с.26; 75, р.8] рассчитывается устойчивость карьерных откосов, полностью затопленных водой, зеркало воды располагается по прямой $\beta_1 - \beta_1$ (кривая депрессии совпадает с контуром откоса, рисунок 3.5), плотность породы под водой (вес породы облегчен выталкивающей силой, равной весу вытесненного объема воды) определяется по формуле (3.4):

$$\rho^B = (\rho_m - 1)(1 - n_0), \quad (3.4)$$

где ρ_m - плотность минеральной части породы;

$$\rho_m = q_1/V_1;$$

n_0 - пористость породы;

$$n_0 = 1 - \rho_{ск}/\rho_m.$$

Расчетная схема 4 [5, с.26; 75, р.8] применяется для оценки устойчивости обводненных откосов (кривая депрессии 1 - 2 - 3 - δ - δ) или подтопленных до уровня $\beta - \beta$ (кривая депрессии $\delta - \delta$), плотность породы выше кривой депрессии определяется по формуле (3.2) или (3.3), а ниже - по формуле (3.4).

Схема и порядок расчета устойчивости откосов в неоднородных массивах для приведенных четырех схем выполняется в следующей последовательности. На геологическом разрезе вкрест простирания борта карьера наносится проектный либо реальный контур борта карьера и уровень подземных вод. Дается описание контактов пород между слоями, уровня грунтовых вод, поверхности скольжения и контура борта карьера по таблично заданным функциям путем локальной интерполяции полиномами малой степени или сплайнами.

Если поверхность скольжения не predetermined заранее, то она отстраивается по методике [78, с.10; 79, с.52; 80, 81]. Для этого выбирается система координат XOY (рисунок 3.5) с началом в нижней бровке откоса. Ось X

при этом направляется в глубь массива, ось Y - вертикально. На разрезе отмечаются характерные (узловые точки) для каждого контура и контакта; одновременно указывается вид интерполяции между узловыми точками - линейная или квадратичная. Нумерация контактов производится снизу вверх, а узловых точек в пределах контакта - по мере увеличения абсцисс узловых точек.

Координаты промежуточных точек вычисляются по специально разработанным программам INTPOL. и SPOSGST9, в которых по таблично заданной функции x_i, y_i в системе координат XOY производится ее описание «скользящим» интерполирующим многочленом Лагранжа (СИМЛ). Инструкция по пользованию этими программами приведена ниже [82].

Приближенно строится поверхность скольжения (в дальнейшем ее местоположение уточняется методом последовательных приближений), для которой определяются средние расчетные характеристики $k_{cp}, tg\rho_{cp}, \gamma_{cp}$.

Для схем 1 и 2 средние расчетные характеристики вычисляются как средневзвешенные [5, с.27; 75, р.8]:

$$k_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^N k_i l_i}{\sum_{i=1}^N l_i} \quad (3.5)$$

$$tg\rho_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^N N_i tg\rho_i}{\sum_{i=1}^N N_i} \quad (3.6)$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^m V_{i,j} \gamma_{i,j}}{\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^m V_{i,j}} \quad (3.7)$$

для схем 3 и 4:

$$k_{cp} = \left(\frac{\sum_{i=1}^{N_1} k_i l_i + \sum_{i=1}^{N_2} k_i^H l_i^H}{\sum_{i=1}^{N_1} l_i + \sum_{i=1}^{N_2} l_i^H} \right)^{-1}; \quad (3.8)$$

$$tg\rho_{cp} = \left(\frac{\sum_{i=1}^{N_1} N_i tg\rho_i + \sum_{i=1}^{N_2} N_i^H tg\rho_i^H}{\sum_{i=1}^{N_1} N_i + \sum_{i=1}^{N_2} N_i^H} \right)^{-1}; \quad (3.9)$$

$$\gamma_{cp} = \frac{\left[\sum_{i=1}^N \left(\sum_{j=1}^{m_1} V_{i,j} \gamma_{i,j} + \sum_{j=1}^{m_2} V_{i,j}^H \gamma_{i,j}^H \right) \right]}{\sum_{i=1}^N \left(\sum_{j=1}^{m_1} V_{i,j} + \sum_{j=1}^{m_2} V_{i,j}^H \right)}, \quad (3.10)$$

где $k_i, k_i^H, \rho_i, \rho_i^H$ - сцепление и угол внутреннего трения по поверхности скольжения li в естественном и водонасыщенном состоянии;

$\gamma_{i,j}, \gamma_{i,j}^H$ - плотность породы в i -м блоке j -го слоя в естественном и водонасыщенном состоянии;

l_i, l_i^H - элементарная длина поверхности скольжения в естественном или водонасыщенном состоянии;

$V_{i,j}, V_{i,j}^H$ - элементарный объем j -го слоя в i -м блоке в естественном и водонасыщенном состоянии;

N_i, N_i^H - нормальные силы от действия массива горных пород в пределах i -го блока в естественном и водонасыщенном состоянии;

N - число блоков;

N_i, m_i - число блоков и слоев в блоке, находящихся выше ($i = 1$) и ниже ($i = 2$) кривой депрессии.

После этого вычисляется коэффициент запаса устойчивости [75, р.9; 78, с.7; 80]. Коэффициент запаса устойчивости с учетом гидростатических и гидродинамических сил для неподтопленного откоса определяется по формуле (3.11):

$$n = \sum_{i=1}^N \left[(N_i - \Phi_i) \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i \right] / \sum_{i=1}^N T_i \quad (3.11)$$

где силы N_i, T_i подсчитываются как составляющие веса пород в пределах блока вместе с заключенной в них водой, а силы Φ_i , перпендикулярные кривой скольжения, определяются по формуле (3.12):

$$\Phi_i = \gamma (H_i - Z_i) l_i, \quad (3.12)$$

где $H_i - Z_i$ - пьезометрическая высота, осредненная вдоль контура l_i . Для подтопленного откоса в формулу (3.12) вводятся дополнительные силы гидростатического давления, нормальные к затопленной поверхности, которые «сносятся» на поверхность скольжения вдоль линии своего действия [75, р.9; 78, с.7; 81, с.115], т.е.

$$n = \frac{\sum_{i=1}^N \left[\left[P_i \cos e_i + P_i^B \cos(\alpha - e_i) \cos^{-1} \alpha - \Phi_i \right] \operatorname{tg} \rho_i + k_i l_i \right]}{\sum_{i=1}^N \left[P_i \sin e_i - P_i^B \sin(\alpha - e_i) \cos^{-1} \alpha \right]}, \quad (3.13)$$

где P_i^B - вес «свободной» (находящейся выше линии откоса) воды в пределах блока.

$$n = \int_0^L \tau_y dL / \int_0^L \tau_c dL \quad (3.15)$$

где τ_y - сопротивление сдвигу на элементарной площадке dL ;

τ_c - касательные напряжения, действующие на этой площадке.

Алгоритм решения задачи предусматривает расчет по определению параметров предельного откоса для любых высот откоса. Для этого задаются только номера точек, для которых следует производить расчет (например, точки 3 и 5). В этом случае расчет будет вестись для двух и одного уступа. Далее для каждой из высот в соответствующей последовательности отыскивается поверхность скольжения с минимальным коэффициентом запаса устойчивости по формуле (3.15). Однако полученное решение не является математически строгим, поскольку, как отмечалось выше, расчету по зависимости (3.15) подвергалась не предельная схема призмы возможного обрушения, а действительная ее схема, в общем случае не находящаяся в предельном равновесии.

Для приведения расчетного откоса в предельное равновесие используются средневзвешенные значения сцепления k_{cp} , угла внутреннего трения ρ_{cp} , определенные для соответствующих им поверхностей скольжения по формулам (3.5...3.10). Методом последовательных приближений находят предельные значения средневзвешенных прочностных характеристик $k_{cp.n}$ и $\rho_{cp.n}$ для соответствующей поверхности скольжения, отвечающем предельному состоянию откоса. Приведение к предельной схеме производится последовательным изменением начальных (действительных) значений прочностных характеристик слоев k_i и ρ_i , а также соответствующих им средневзвешенных значений k_{cp} и ρ_{cp} до предельных (приведенных к предельной схеме) значений прочностных характеристик слоев $k_{i.n}$ и $\rho_{i.n}$, а также соответствующих им значений $k_{cp.n}$ и $\rho_{cp.n}$.

Коэффициент запаса устойчивости борта карьера произвольной формы в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях определяют из выражения:

$$n = \frac{k_{cp}}{k_{cp.n}} = \frac{tg \rho_{cp}}{tg \rho_{cp.n}} = \frac{k_i}{k_{i.n}} = \frac{tg \rho_i}{tg \rho_{i.n}} \quad (3.16)$$

Затем сравнивают расчетное значение n с допустимым значением, которое регламентируется нормативными документами, при этом должно соблюдаться условие $n > n_n$. При несоблюдении этого условия следует скорректировать профиль борта карьера. На основе приведенного алгоритма разработана программа SPOSGS35C (Приложение В) [79, с.52; 82, с.451].

В результате решения задачи на ЭВМ на печать выводится следующая информация: исходные данные для расчета, т. е. массивы узловых точек

контура борта, уровня грунтовых вод, контактов пород, прочностные характеристики горных пород по слоям и средневзвешенные (расчетные, и продольные), коэффициент запаса устойчивости, а также геологический разрез вкрест простирания борта с нанесенными на него контурами борта, уровня грунтовых вод, контактов пород и таблицами координат расчетных точек по этим контурам [75, р.10].

Предлагаемое решение оценки устойчивости карьерных откосов на основе численно-аналитического способа для геомеханической модели неоднородного массива позволяет учесть ступенчатый профиль борта карьера, неоднородность (слоистость) массива, влияние гидростатических и гидродинамических сил.

Анализ литературных источников и данных практики указывает на необходимость дальнейших исследований устойчивости нагруженных откосов и разработки аналитических способов расчета, позволяющих учесть внешнюю нагрузку различного характера распределения и протяженности.

Наличие аналитических зависимостей, характеризующих устойчивость нагруженных откосов, позволяет использовать ПЭВМ, что позволяет учитывать в расчетах влияющие факторы, сокращает время расчета, дает большое число данных для исследований и разработать методологию расчёта.

Расчет устойчивости нагруженных откосов необходим для учета действия статических и динамических нагрузок, создаваемых горно-транспортным оборудованием при его размещении на верхней площадке уступа или отвала, а также размещения отвалов вблизи верхней бровки карьера. Были выделены пять расчетных схем нагруженных откосов [82, с.451], наиболее часто встречающихся в практике и отражающих различный характер закона распределения внешней нагрузки.

Расчет устойчивости нагруженных откосов производится на предельное равновесие по наиболее напряженной поверхности. В качестве исходных данных, кроме расчетных характеристик, слагающих откос пород k , ρ , γ , используется ширина внешней нагрузки B и ее интенсивность q .

Предлагаемый способ расчета устойчивости откосов позволяет определить отстояние нагрузки любой протяженности от верхней бровки откоса как при условии, когда ненагруженный откос обладает значительным коэффициентом запаса устойчивости для любой из схем таблицы. В основу этого способа расчета устойчивости положено решение задачи на ПЭВМ методом последовательного приближения. При этом коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение удерживающих и сдвигающих сил, согласно которому эти силы в нагруженном откосе определяются как сумма соответственно сдвигающих и удерживающих сил от собственного отсека и внешней нагрузки [82, с.452].

Для каждой из пяти схем внешней нагрузки в зависимости от физико-механических характеристик пород и горнотехнических условий возможны три расчетных варианта [73, с.182].

Вариант 1 - $\alpha > \mu$ при $A_1 \leq 1$ $A_1 = \alpha - \mu$.

Вариант 2 - $\alpha > \mu$ при $A_1 > 1$; $A_1 = \alpha - \mu$.

Вариант 3 - $\alpha > \mu$, при $A1 = \alpha - \mu$.

Расчет начинается с построения поверхности скольжения, исходя из условия, что она может возникнуть в любой точке под нагрузкой. Рассмотрим 1-й вариант расчетной схемы VI.1 $\alpha > \mu$ и $A1 = \alpha - \mu$ [82, с. 434].

Поверхность скольжения начинается с глубины $H90$ под углом наклона $(45^\circ + \rho/2)$, если внешняя нагрузка отсутствует, или при наличии внешней нагрузки с глубины $H90'$ (точка $D1$) определяется из [82, с. 434]:

$$H'_{90} = \left(\sigma_0 - \frac{Q}{B'} \right) / \gamma, \quad (3.17)$$

где $\sigma_0 = 2k \cdot \text{ctg}(45^\circ - \rho/2)$;

Q – внешняя нагрузка;

B – ширина нагрузки;

γ – плотность пород.

Коэффициент запаса устойчивости для рассматриваемого откоса определяется из [75, р.9; 77; 79, с.51; 80; 81, с.114]:

$$n = \frac{S\gamma \cos(\mu - \alpha) \text{tg} \rho + kL + \gamma R \text{tg} \rho \left(\int_0^{\beta_1} H_{2i} Z d\theta + \int_0^{\beta_1} H_{3i} Z d\theta + \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} Z d\theta \right) +}{-S\gamma \sin(\mu - \alpha) + 0,5R \int_{\beta_1}^{\beta_2} q_i Z_1 d\theta -} \quad (3.18)$$

$$\frac{+kR \int_0^{\beta_1} d\theta + kR \int_0^{\beta_2} d\theta + R \text{tg} \rho \int_{\beta_1}^{\beta_2} q_i Z d\theta + \sigma_p H'_{90}}{-0,5\gamma R \cdot \left(\int_0^{\beta_1} H_{2i} Z_1 d\theta - \int_0^{\beta_1} H_{3i} Z_1 d\theta - \int_{\beta_1}^{\beta_2} H_{4i} Z_1 d\theta \right)},$$

где k , ρ , γ - соответственно сцепление, угол внутреннего трения и плотность пород массива;

q - интенсивность внешней нагрузки;

σ_p - напряжение разрыва.

Решение уравнений (3.18) для приведенных вариантов выполнялась численно-аналитическим способом на базе ПЭВМ с использованием программы SPSP51 [75, р.9; 77; 79, с.54; 81, с.116; 82, с. 452].

Задача по определению параметров предельного нагруженного откоса (или параметров, соответствующих минимальному коэффициенту запаса устойчивости) ведется в следующей последовательности:

Задаются шириной бермы от B_{min} до B_{max} с шагом $\Delta B = (B_{max} - B_{min})/N$. Ширина нагрузки B разбивается на N_i участков. Затем при $B = const$ для всех N_i участков последовательно строится ряд поверхностей скольжения с радиусами R_i , значения которых изменяются от R_{min} до R_{max} для неограниченного по высоте откоса и от R_{min} до R_i заданной проектной высоты откоса с шагом $\Delta R = (R_{max} - R_{min})/N2$.

Для каждой потенциальной поверхности скольжения вычисляется коэффициент запаса устойчивости по формуле (3.18) и из всех его значений выбирается минимальный. Вычисляются элементы B_i, R_i, H_i соответствующие n_{min} переходят на новый шаг по B и повторяют вычисления. В результате решения задачи на печать выдаются: исходные данные, график зависимости $B=f(n_{min})$ с табличными их значениями; параметры предельного откоса $\alpha, H, B, V, R, H90$ (или с заданным коэффициентом запаса устойчивости), необходимые для построения поверхности скольжения [5, с.36; 81, с.117].

3.3 Обоснование величины отстояния ствола от верхней бровки северного борта карьера «Ушкатын-3»

В условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК» проводились расчеты допустимой величины отстояния внешнего отвала от верхней бровки западного борта карьера «Ушкатын-3». Была разработана специальная программа расчета на ЭВМ, которые выполнялись по разрезам 1-1, 2-2, 3-3, 4-4, 5-5 (рисунки 3.7-3.11), при этом минимально допустимая величина отстояния ствола от верхней бровки борта карьера была принята равной 123 м. По выполненным расчетам получены следующие результаты (Приложение В) [5, с.37.]:

1. По разрезу 1-1 глубина карьера составляет $H = 164,7$ м при угле наклона борта карьера $\alpha = 13,5^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 7,4, берма равна 103,1 м.

2. По разрезу 2-2 глубина карьера составляет $H = 115,4$ м при угле наклона борта карьера $\alpha = 20,4^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 4,6, берма равна 96,4 м.

3. По разрезу 3-3 глубина карьера составляет $H = 164,2$ м при угле наклона борта карьера $\alpha = 27,6^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 3,08, берма равна 96,3 м.

4. По разрезу 4-4 расчетная глубина карьера составляет $H = 70,1$ м при угле наклона борта карьера $\alpha = 16^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 6,6, берма равна 82,8 м.

5. По разрезу 5-5 глубина карьера составляет $H = 155,4$ м при угле наклона борта карьера $\alpha = 17,2^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 4, берма равна 115,4 м.

Результаты расчетов по каждому разрезу приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Результаты расчетов по разрезам

Линия разреза	Расчетная глубина карьера, Н, м	Угол наклона борта карьера, α , град.	Коэффициент устойчивости	Берма, м
1-1	164,7	13,5	7,4	103,1
2-2	115,4	20,4	4,6	96,4
3-3	164,2	27,6	3,08	96,3
4-4	70,1	16	6,6	82,8
5-5	155,4	17,2	4,	115,4

На рисунках 3.7-3.11 приведены графический вид линий скольжения по

каждому разрезу [5, с.37].

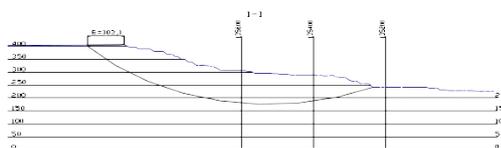


Рисунок 3.7 – Расчет по разрезу 1-1

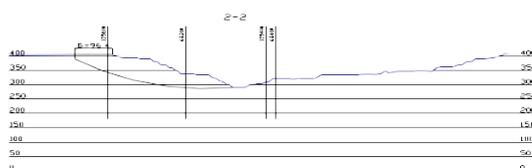


Рисунок 3.8 – Расчет по разрезу 2-2

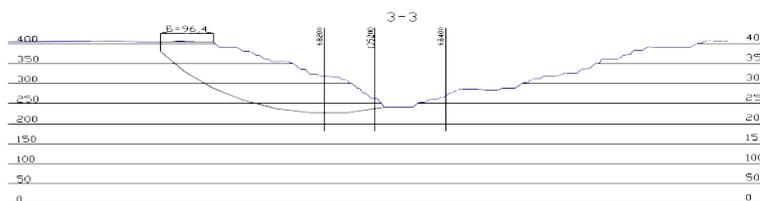


Рисунок 3.9 – Расчет по разрез 3-3



Рисунок 3.10 – Расчет по разрез 4-4

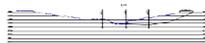
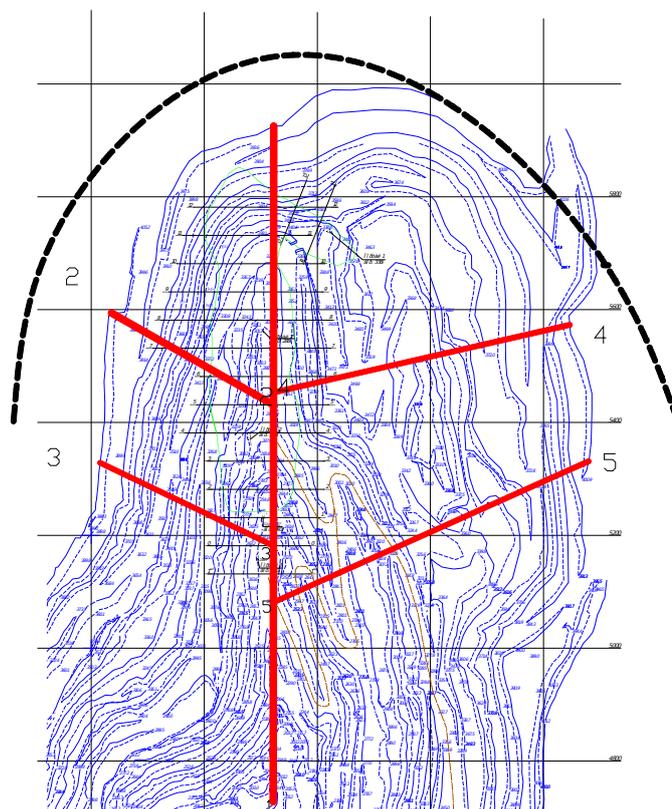


Рисунок 3.11 – Расчет по разрез 5-5

Согласно произведенным расчетам (таблица 3.2) размеры берм составили, соответственно для каждого разреза: 103,1 м (разрез 1-1); 96,4 м (2-2); 96,3 м (3-3); 82,8 м (4-4); 115,4 м (5-5) [5, с.44].

По полученным данным был проведен анализ и с учетом глубины карьера, физико-механических свойств пород в месте прохождения разрезов была определена зона возможных обрушений: 123 м (для разреза 1-1); 148 м (2-2); 170 м (3-3); 115 м (4-4); 173 м (5-5). Ближе указанных расстояний запрещается строительство каких-либо сооружений [5, с.44].

По этим данным в результате соединения точек выхода линий сдвига на земную поверхность определена зона возможных обрушений (рисунок 3.12), в пределах которой не рекомендуется располагать вертикальный ствол [5, с.44].



1, 2, 3, 4, 5 – профильные линии разрезов зоны возможных обрушений

Рисунок 3.12 - Зона возможных обрушений

Как и в предыдущем случае внутри этой приконтактной зоны карьера расположение вертикальных стволов могут подвергнуться сильным деформациям и в результате разрушиться. Поэтому проектируемый шахтный ствол должен располагаться за границей области, указанной на рисунке жирной пунктирной линией (не ближе 10 м от внешнего края ствола) [5, с.45].

3.4 Определение места заложения ствола по методике ОС БАБО

Методика БАБО профессора КарГТУ Сабденбекулы Омирзака [5, с.46; 76, р.20; 83, с.52], позволяет определять место, где ствол должен располагаться за пределами рудных тел с целью снижения потерь руды, которые остаются в предохранительных целиках, когда ствол располагался бы в центре рудного тела [76, р.20]. При этом определяется безопасное расстояние от нижнего края рудного тела до ближней стенки ствола.

Определение места заложения ствола производится с учетом горно-геологических условий месторождения. При этом используются геологические разрезы, на которые наносятся кривые линий скольжения горных пород. Методика предусматривает 3 семейства линий скольжения, координаты которых определяются по формулам [76, р.21; 83, с.52].

При построении кривых линий скольжения необходимые значения для вычисления этих координат принимают из паспорта прочности горных пород [5, с.47].

В результате определения по известным значениям нормальных и тангенциальных напряжений и угла между линией скольжения и касательной в заданной точке [5, с.50], полученные кривые линий скольжения трех семейств по методике ОС БАБО описываются следующим образом (рисунок 3.13) [76, р.20; 83, с.52]:

- линии скольжения первого семейства, которая обозначается x_1 , характеризуется плавными деформациями. Кривые первого семейства являются линиями действия касательных (тангенциальных) напряжений. Данные линии скольжения с ростом глубины выполаживаются, но угол падения этих линий не будет равной 00 относительно земной поверхности;

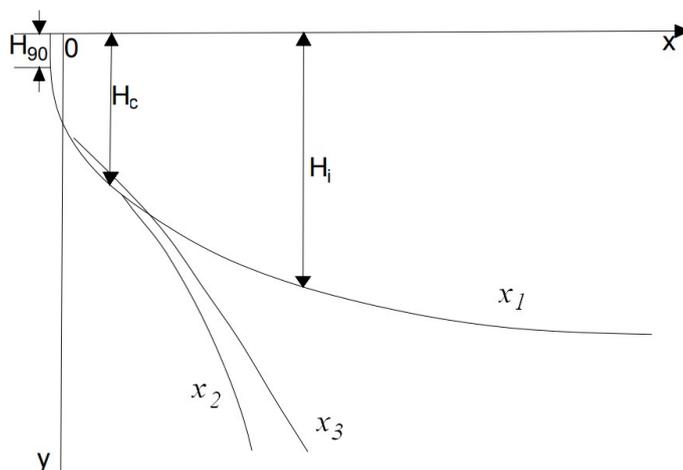
- линии скольжения второго семейства, которые обозначаются x_2 , характеризуют начальные деформации приконтурной части массива горных пород. Кривая x_2 является линией действия в массиве нормальных напряжений, и она ортогональна линии x_1 . Такое взаимное расположение кривых указывает на то, что в земной коре массив горных пород находится под действием вертикальных (γH), нормальных и касательных напряжений, что соответствует общему представлению о распределении напряжений в ненарушенном массиве. В зависимости от роста глубины и напряжения массива угол падения кривых второго семейства стремится к 900 относительно земной поверхности;

- в данной методике существует также кривая третьего семейства, и она обозначается как x_3 . Эта кривая начинает формироваться с определенной глубины H_c . Считается, что до глубины H_c боковое давление отсутствует. Третье семейство кривых в земной коре образуется в случае наступления граничных условий, связанных с замкнутыми контурами выработанных пространств (например очистное пространство сверху ограничено потолочным целиком, а по бокам междукамерными целиками). Линия скольжения этого семейства образуется по направлению угла θ_i и стремится к 450.

Все эти кривые линий скольжения (рисунок 3.13) характеризующие зоны сдвижения горных пород используются при определении напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Совокупность трех семейств кривых характеризует в земной коре непрерывное поле напряжений, поэтому кривые, построенные на геологическом разрезе, не являются единичными. Кривые на профилях являются последними границами смещающихся объемов массива в сторону выработанного пространства.

Кривые поверхностей сдвигов строятся отдельно для каждого типа горных пород, слагающих массив на рассматриваемом участке.

Расчеты по определению кривых линий скольжения требуют много времени. С помощью применения компьютерных программ появилась возможность существенно повысить производительность, скорость и точность расчетов по средствам автоматизаций вычислений. Это было осуществлено путем разработки компьютерной программы на языке «Фортран» реализующей вышеуказанную методику расчета.



x_1, x_2, x_3 – кривые линий скольжения

Рисунок 3.13 – Кривые линий трех семейств, характеризующие поверхность скольжения горных пород

При этом исходные данные имеют текстовый формат, структура которого состоит из следующих параметров:

- предел прочности горных пород на сжатие с учетом коэффициента трещиноватости, ПА;
- предел прочности горных пород на растяжение с учетом коэффициента трещиноватости, ПА;
- объемный вес горных пород, ПА и H/m^3 ;
- высота прямолинейной части кривой линий скольжения, м;
- коэффициент n , характеризующий соотношение между пределом прочности горных пород на сжатие и растяжение, определяется следующим образом $n = \sigma_{сжс} / \sigma_p$;
- показатель параболы, которая определяется по формуле Кузнецова Г.Н. [80]:

$$p = (2 - 2 * \sqrt{n+1} + n) * \sigma_c \quad (3.19)$$

На основании выполненного расчета определяются координаты кривых линий скольжения трех семейств.

Оценка состояния карьерных откосов при комбинированной отработке месторождений в зоне влияния подземных горных работ выполняется в следующей последовательности:

- массив горных пород под бортом карьера выделяется от общего (нетронутого) массива вертикальной линией (рисунок 3.14) [83, с.53];
- в нетронутой части массива строятся кривые линий поверхностей сдвига (в данном случае x_2) и проводятся прямые линии, соединяющие нижнюю ее точку с верхней, что является суммарным нормальным напряжением;
- от нижних точек прямых соединяющих верхние и нижние точки проводятся прямые, отклоненные от предыдущих кривых на угол $\omega \theta(90 + \rho)$;

- выбираются наиболее вероятные кривые поверхностей сдвигов на основе выполненных предрасчетов на компьютере, которые являются потенциальными поверхностями скольжения;

- выполняются расчеты по оценке устойчивости пород массива вокруг карьерного пространства.

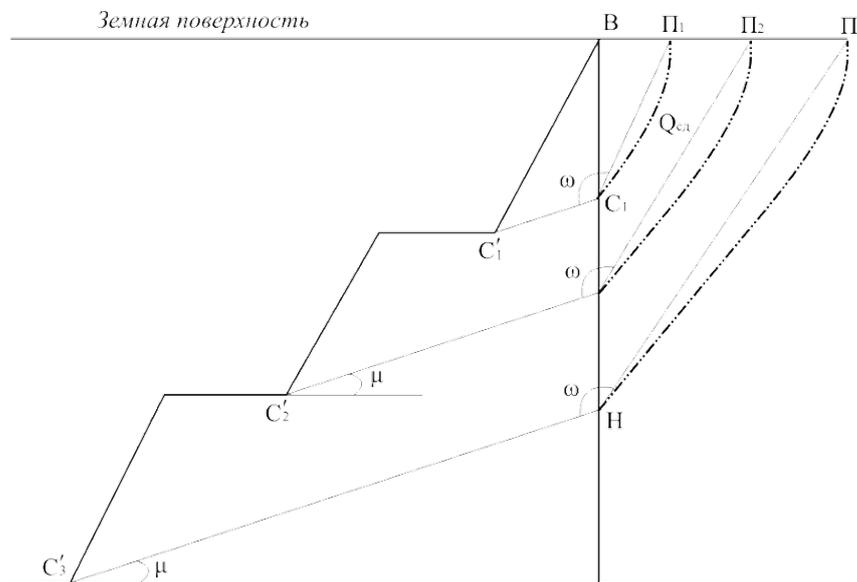


Рисунок 3.14 – Устойчивость карьерных откосов

Из рисунка 3.14 следует, что объем весом $Q_{сд}$ давит на единичную площадку 1 м^2 на уровне C_1 , C_2 или H в зависимости от того к какому объему $BC_1\Pi_1$, $BC_2\Pi_2$ или $BH\Pi$ он относится.

Предельный контур зон опасных деформаций массива горных пород вокруг очистного пространства, образующегося при разработке месторождения подземным способом (рисунок 3.15) определяется в следующем порядке [5, с.52; 83, с.52]:

1. Массив вертикальными линиями $h_{б2}$, $h_{б1}$, $h_{п}$ делится на, подоткосные – под откосами уступов (1) и подберменные - под горизонтальными площадками берм (2), столбы горных пород.

2. Подоткосные части массива с ростом глубины под γH_i не формирует резко отличающихся от формы откоса кривых из-за незначительности ширины выделенных столбов и поэтому просто переносятся на нижние горизонты.;

3. На горизонтальных участках уступа – бермах, в выделенных столбах с ростом глубины формируется единичные площадки, совокупность которых образует кривые поверхностей скольжения (в данном случае x_2), поэтому в контурах ограниченные вертикальными линиями, проходящими между крайними точками ширины бермы поверхности сдвига наносится в виде части кривой 2 – го семейства. При этом площадка бермы принимается как земная поверхность, то есть верхняя точка наносимой кривой совмещается с площадкой бермы. Построение границы деформаций начинается с нижней точки будущего очистного пространства.

Согласно рисунку 3.19 от нижней точки Т будущего очистного пространства до точки Т1 проводится прямая параллельная линии откоса Ж1Ж2 нижнего уступа. Затем верхняя горизонтальная линия (оси x) кривых поверхностей сдвига совмещается с линией уступа Ж2Ж3 и перемещением кривых или кривую x2 она совмещается с точкой Т1. Часть кривой x2 между точками Т1Т2 переносится до пересечения с вертикалью Ж3 Т2 и в результате этого построения определяется длина кривой x2 под бермой Ж2Ж3. Теперь от точки Т2 проводится линия, параллельная линии следующего откоса Ж3Ж4 до пересечения со следующей вертикалью и находится положения точки Т3 [5, с.53; 76, р.21; 83, с.53].

Затем опять начиная от точки Т3 переносится части кривой x2 до пересечения со следующей вертикальной линией и так далее продолжается построение границы зоны деформаций в массиве горных пород при комбинированном способе разработки месторождения.

Результирующий угол сдвижения определяется углом наклона линии, соединяющей нижнюю точку границы образованного очистного пространства (точка Т) с точкой выхода ее на земную поверхность (точка Жб) или до горизонта ограниченного поверхностью параллельной земной поверхности (лежащий борт на рисунок 3.15) [5, с.53; 76, р.20; 83, с.53]. Однако результирующего угла сдвижения нельзя принимать как угол наклона поверхности сдвига. Фактическими поверхностями сдвига горных пород под влиянием добычных работ являются только те, которые определены по приведенной методике.

По изложенной методике построены границы сдвижения горных пород на профилях рудных тел 2, 4, 6, на рисунке 3.16 по профильной линии 1бис – 1бис.

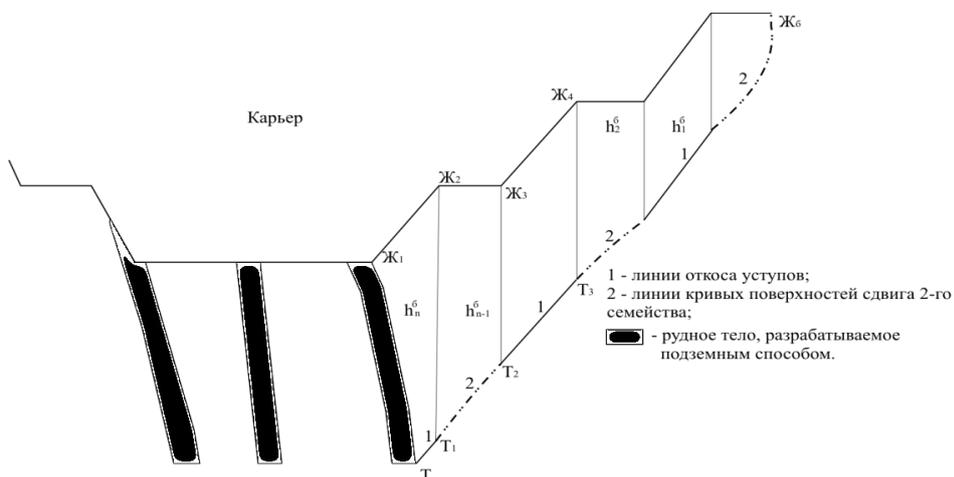


Рисунок 3.15 – Схема к определению границ зон деформаций пород массива при разработке месторождения комбинированным способом

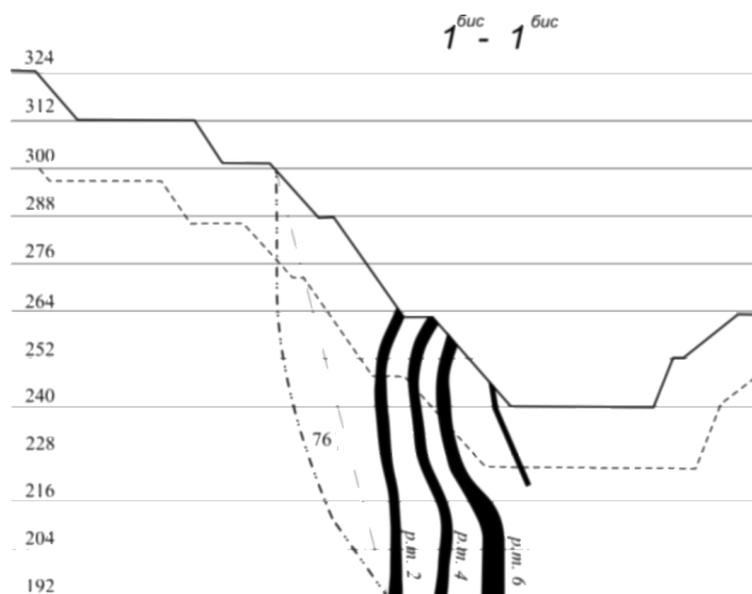
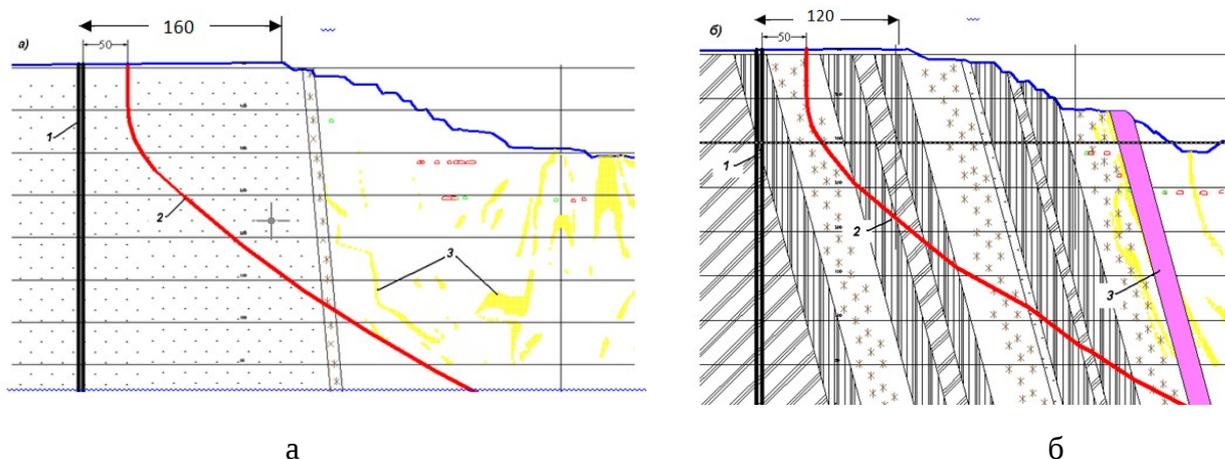


Рисунок 3.16 – Границы сдвижения горных пород по профилю 1бис

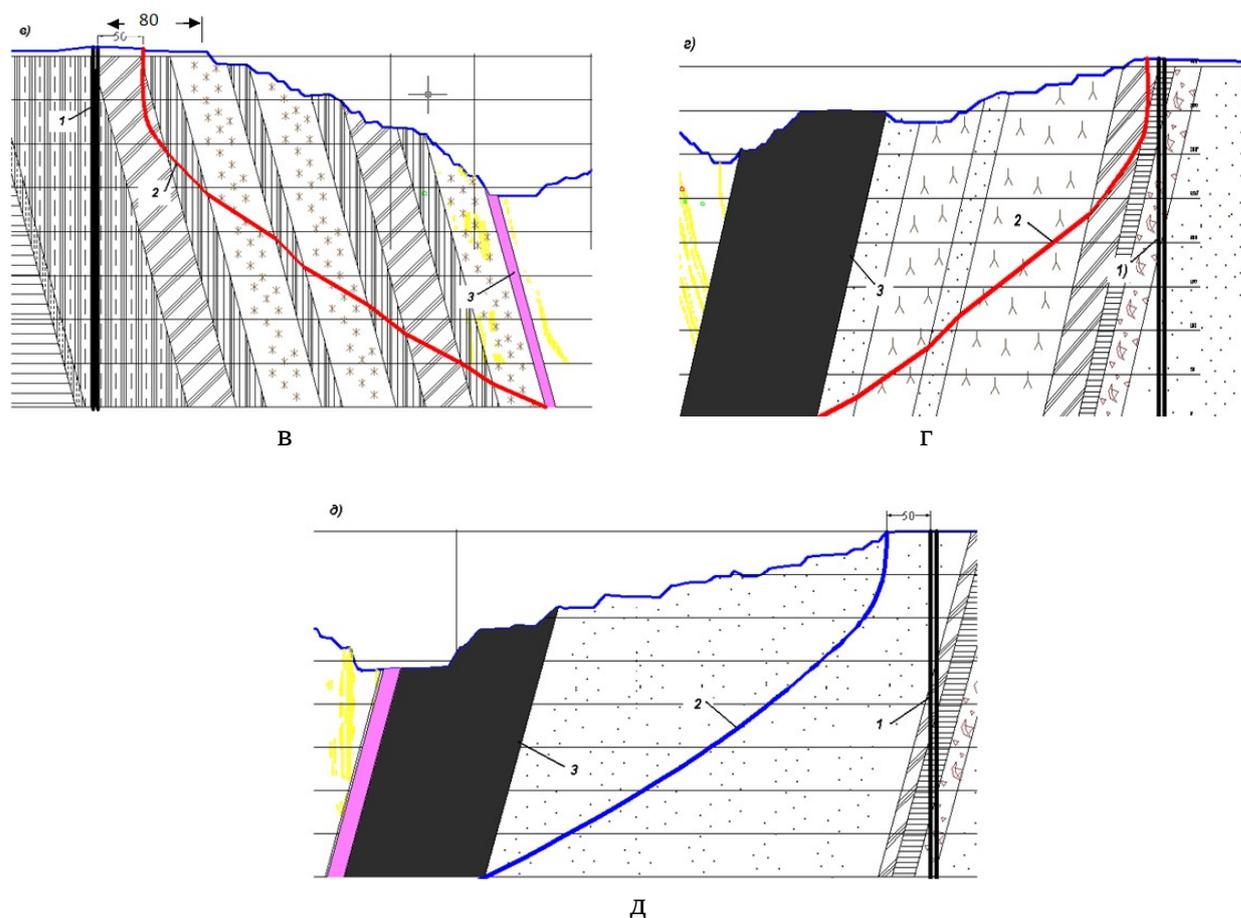
По результатам экспериментальных замеров были произведены вычисления координат всех точек линий скольжения на месторождении «Ушкатын-3», которые сведены в таблицы (Приложении Б).

На рисунке 3.17а, 3.17б, 3.17в, 3.17г, 3.17д показаны разрезы по профильным линиям 1 - 5, на которых отображены линии скольжения пород и показаны расположения стволов относительно них [5, с.53; 76, р.22].



а – разрез по профильной линии 1; б – разрез по профильной линии 2

Рисунок 3.17 – Определение места заложения ствола по методу ОС БАБО, лист 1



в – разрез по профильной линии 3; г – разрез по профильной линии 4; д – разрез по профильной линии 5; 1 – ось ствола относительно линий скольжения; 2 – кривая линия скольжения; 3 – рудовмещающие породы

Рисунок 3.17, лист 2

В результате расчетов по разрезам 1-1; 2-2; 3-3; 4-4; 5-5 были определены следующие безопасные расстояния для размещения ствола соответственно [5, с.67].

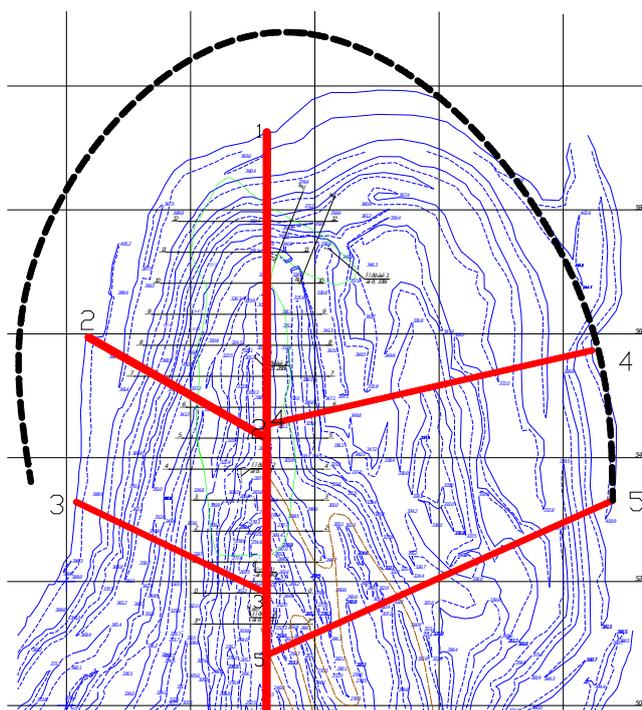
Таблица 3.3 – Безопасные расстояния для размещения ствола

Профильные линии	Расстояния размещения ствола
1-1	160 м
2-2	120 м
3-3	80 м
4-4	10 м
5-5	10 м

По полученным данным проведен анализ и с учетом глубины карьера, физико-механических свойств пород в месте прохождения разрезов была определена зона возможных обрушений: 160 м (для разреза 1-1); 120 м (2-2); 80 м (3-3); 10 м (4-4); 10 м (5-5). Ближе указанных расстояний запрещается строительство каких-либо сооружений [5, с.67].

По этим данным в результате соединения точек выхода линий сдвига

на земную поверхность определена зона возможных обрушений (рисунок 3.18), за пределами которой не рекомендуется располагать вертикальный ствол.



1, 2, 3, 4, 5 – профильные линии разрезов зоны возможных обрушений

Рисунок 3.18 – Зона сдвига горных пород

Ближе вышеуказанного расстояния запрещается не только заложение вертикального ствола, но и строительство каких-либо других сооружений [5, с.68; 76, р.22]. Как и предыдущие методики, данная методика позволяет определять безопасное место заложения вертикальных стволов в массиве горных пород, не подвергнувшихся воздействиям горных работ на карьере. Так как внутри этой области, названной приконтактной зоной карьера, массив является неустойчивым, то естественно расположение вертикальных стволов в ней может привести к сильным разрушениям ствола.

3.5 Выводы по разделу 3

1. В условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК» выполнялись научно-экспериментальные расчеты устойчивости карьерных откосов с целью определения безопасного расстояния отстояния вертикального ствола от верхней бровки откоса отработанного карьера.

2. Проведенными расчетами на руднике «Ушкатын-3» по 5 профильным линиям установлены расстояния заложения вертикальных стволов от края карьера (соответственно 180, 165; 115; 0; -100 м), по ним определена область, в которой запрещается располагать вертикальный ствол. По результатам расчета также определены зоны сдвига пород вокруг карьера.

3. В производственных условиях Жайремского месторождения апробирована методика расчета и оценки устойчивости карьерных откосов для

бортов карьеров произвольной формы для геомеханической модели неоднородного массива по классификации П.С. Шпакова. Методика предусматривает 4 вида расчетных схем оценки устойчивости откосов. Численно-аналитический способ для геомеханической модели неоднородного массива позволяет учесть ступенчатый профиль борта карьера, неоднородность массива, влияние гидростатических и гидродинамических сил.

4. Произведены расчеты допустимой величины отстояния внешнего отвала от верхней бровки западного борта карьера «Ушкатын – 3». Расчеты выполнены по 5 профильным разрезам. Была определена зона возможных обрушений, соответственно для каждого разреза: 123 м (профильный разрез 1-1); 148 м (разрез 2-2); 170 м (разрез 3-3); 115 м (разрез 4-4); 173 м (разрез 5-5).

5. Проведенные работы по расчету устойчивости карьерных откосов и выбору места расположения вертикальных шахтных стволов показывает, что вертикальный ствол должен располагаться за границей области возможных обрушений, который определяется по методике ОС БАБО профессора Сабденбекулы О. Для определения места заложения вертикального ствола учитывались горно-геологические условия месторождения и геологические разрезы. По профильным линиям разрезов отображены линии скольжения пород и показаны расположения стволов относительно них. Была определена зона возможных обрушений, соответственно для каждого разреза: 160 м; 120 м; 80 м; 10 м; 10 м.

4 ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВБЛИЗИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ

4.1 Выбор программного комплекса ANSYS Workbench для проведения математического численного моделирования

Переход месторождений на комбинированную разработку со вскрытием подземной части вертикальными стволами на стадиях проектирования требует правильного выбора места заложения вертикальных шахтных стволов [64, с.5]. Из теории и практики известно, что расположение шахтных стволов существенно влияет на капитальные затраты по вскрытию и подготовке месторождения, транспорт, вентиляцию, водоотлив и др. [76, р.20].

При переходе от открытого способа разработки к подземному возникает необходимость в проведении глубоких научных исследований в области геомеханики и прогноза напряженно-деформированного состояния горного массива вокруг горных выработок, в данном случае вертикальных стволов.

В связи с этим дополнительно к ранее проведенным экспериментальным исследованиям проводились научные исследования по определению безопасного места заложения вертикальных стволов с помощью метода конечных элементов.

Многообразие горно-геологических и горнотехнических условий обусловило появление целого ряда различных геомеханических моделей состояния массива пород вокруг горных выработок. При этом наиболее перспективным в настоящее время является математическое моделирование с использованием ПЭВМ [84].

Задачей исследования являлась оценка НДС массива горных пород при комбинированной разработке месторождений.

При оценке НДС массива горных пород численными способами широкое применение получил метод конечных элементов. Метод конечных элементов предполагает построение геомеханической модели, и дальнейшего проведения ее численного исследования, позволяющего «проиграть» поведение исследуемого объекта в различных условиях [85]. Данный метод позволяет учесть множество физико-механических свойств горных пород, геологию и структуру массива, форму и размеры исследуемой модели.

Решение методом конечных элементов (МКЭ) поставленной краевой задачи осуществляется в три этапа. На первом этапе создается основа конечно – элементной модели исследуемого объекта. Второй этап – наложение на модель необходимых физических условий. На третьем этапе выводится анализ результатов расчета [85, с.58].

Сложное геологическое строение многих месторождений заключается в чередовании слабых и весьма слабых, средней прочности, прочных пород. Присутствие пород сбросо-сдвигового типа, сильная трещиноватость пород и др. влечет не устойчивое состояние как борта карьера, так и слагающих борт

уступа. Но усложнение расчетных схем в связи со значительной неопределенностью контактов пород и их физико-механических свойств не приносит заметного повышения точности. По этой причине при составлении расчетной схемы НДС массива были учтены только основные укрупнённые элементы геологического разреза [85, с.57; 86-89].

Исходными данными для расчета НДС массива являются, в основном геологические и структурно-тектонические особенности, физико-механические свойства горных пород, а также параметры борта [86, с.75].

Из концепции МКЭ известно, что модель делится на конечные элементы, которые соединяются между собой в вершинах. Так точность расчетов по МКЭ зависит от многих факторов, также от количества конечных элементов. Если в пределах исследуемой модели напряжения не меняются, то тогда количество элементов незначительно влияет на точность определения напряжений [86, с.76].

Существуют различные программные комплексы для моделирования геомеханических процессов, оценки сдвижений и деформации горных пород, которые реализуют метод конечных элементов. В данном случае был выбран программный комплекс из семейства ANSYS версии ANSYS Workbench для расчета напряжено-деформированного состояния массива. ANSYS позволяет решать краевые задачи. Во всех рассмотренных программных комплексах таких как, Phase, Examine и др. не было возможности решить сложные задачи трехмерного моделирования. Поэтому более безопасным является американская версия программы ANSYS Workbench для расчета сложных задач [86, с.74; 87, с.24].

ANSYS в последние годы используется во многих зарубежных университетах, исследовательских центрах и конструкторских бюро для решения научно-исследовательских задач. Библиотека конечных элементов программного комплекса ANSYS содержит свыше 170 типов конечных элементов, из которых 94 могут применяться при расчете задач механики деформирования твердого тела [87, с.25].

Отличительной особенностью данной программы является возможность использования библиотеки материалов, заложенных в базе программы, а также возможность произвольного ввода определенных экспериментальным путем физико-механических характеристик материалов. ANSYS позволяет решать упругие задачи по закону Гука и критериям пластической деформации Кулона – Мора, и задач геомеханики с учетом пластической деформации [87, с.25].

Также использовался программный комплекс для графического моделирования AutoCAD фирмы Autodesk, который широко применяется в учебном процессе. Можно импортировать простые геометрические модели с системы Автокад в ANSYS Workbench.

В программном комплексе ANSYS Workbench есть два основных метода построения сетки: первое это – построение произвольной сетки и второе, построение упорядоченной сетки. Произвольная сетка делается автоматически, в этом случае близлежащие элементы могут отличаться по размерам.

Упорядоченная сетка строится путем деления геометрических элементов модели на некоторое число частей. Для нашего моделирования была построена упорядоченная сетка, так как требовалось сгущение сетки конечных элементов вблизи концентратора напряжений, а также она соответствует «Рекомендациям для построения сеток конечных элементов» [86, с.77].

Для оценки НДС использовались следующие параметры [86, с.77]:

- предел прочности пород на сжатие – $\sigma_{сж}$;
- предел прочности пород на растяжение – $\sigma_{раст}$;
- модуль деформации породного массива - E ;
- угол внутреннего трения - φ ;
- коэффициент сцепления пород - $K_{сц}$;
- объемный вес пород - γ .

Модуль упругости и прочность массива горных пород могут быть минимальными, так как трещиноватость, слоистость, а также другие структурные особенности влияют на это. Для того чтобы перейти от свойств в образце к свойствам в массиве использовали следующий принцип: для оценки прочностных свойств массива горных пород используется коэффициент структурного ослабления $K_{стр}$. Коэффициент структурного ослабления показывает степень уменьшения прочности в массиве пород по сравнению с образцами. Этот коэффициент можно оценить по результатам испытаний на прочность породных образцов различных размеров. Обширный материал на эту тему имеется в работе З. Бенявски [85, с.57]. Для оценки НДС вблизи шахтного ствола использовалась теория упругости Кулона – Мора (условное месторождение сложено более крепкими породами).

Цель эксперимента состоит в определении влияния геометрической формы карьера на места расположения ствола.

4.1.1 Моделирование круглой формы карьера

Решение конечно-элементной модели (КЭМ) поставленной краевой задачи осуществляется программой ANSYS в три этапа. На первом этапе создается основа конечно-элементной модели исследуемого объекта. Этот этап включает в себя нижеследующие процедуры (рисунок 4.1) [85, с.58; 88, с.18]:

1. Устанавливается физический тип задачи (механика деформируемого твёрдого тела, теплопередача, гидродинамика и т.д.), производится соответствующая настройка программы.

2. Выбирается тип конечного элемента в зависимости от размерности объекта и других его свойств. Могут быть заданы некоторые характеристики элемента.

3. Выбирается материал объекта и указывается все его необходимые свойства. Свойства могут быть заданы или импортированы из библиотеки материалов ANSYS. Задаются свойства материала – линейно-упругий, что влияет на выбор определяющих уравнений метода конечных элементов.

4. Строится геометрическая модель объекта. При разбивке могут быть заданы различные параметры сетки.

5. В случае контактной задачи устанавливаются контактные пары, определяется модель контакта и её характеристики.

Второй этап – наложение на модель необходимых физических условий и решение задачи – состоит из трех основных шагов [85, с.216; 88, с.19]:

1. Задаются граничные условия – силы, перемещения и пр.

2. Выбирается тип анализа (статический, динамический, модальный и т.д.). возможен выбор метода решения системы уравнений МКЭ и задание параметров вычислительных процедур (числа шагов нагружения, числа итераций и др.).

3. Осуществляется решение системы уравнений, полученной методом МКЭ. В результате решения формируется файл результатов, который содержит вектор найденных степеней свободы (узловых перемещений, узловых температур и т.д.).



Рисунок 4.1 – Этапы КЭМ

Третий этап – анализ результатов расчета. Расчитанные МКЭ физические величины (перемещения, деформации, напряжения, температуры и др.) представляются в графическом окне ANSYS в виде картинок, таблиц, графиков, анимаций. Все результаты можно записать в соответствующие файлы [85, с.68; 88, с.18].

ANSYS Workbench позволяет проводить инженерный анализ различного

вида, это: статический прочностной анализ; нестационарный прочностной анализ; стационарный тепловой анализ; нестационарный тепловой анализ; модальный анализ; гармонический анализ; анализ устойчивости; твердотельный динамический анализ. Выбираем вид статический прочностной анализ Static Structural (рисунок 4.2).

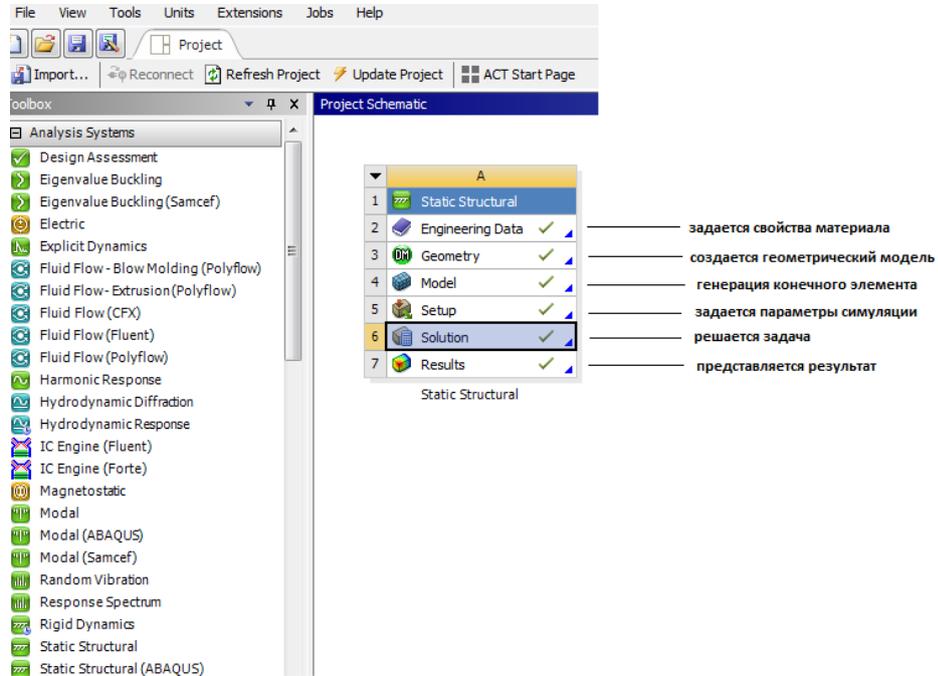


Рисунок 4.2 – Вид статического прочностного анализа Static Structural

Далее строится геометрическое тело объекта со следующими параметрами: форма карьера – круглая; конечная глубина карьера– 200, 300, 400 м; диаметр ствола – 10 м; расстояние от верхней бровки карьера до ствола - 100, 200, 300 м. Конечным результатом данного этапа является геометрическая модель объекта (рисунок 4.3), подготовленная для численного решения.

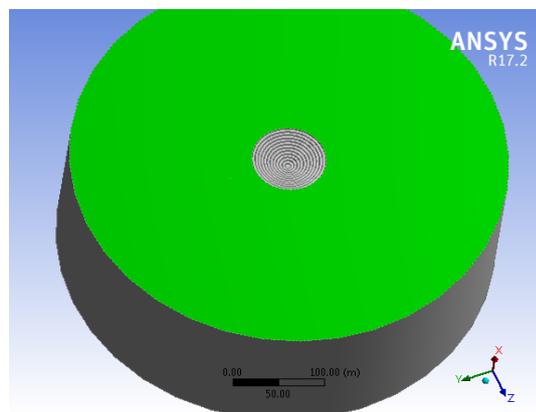


Рисунок 4.3 – Геометрическая модель объекта в программе ANSYS

Полученную геометрическую модель разбиваем на конечные элементы (рисунок 4.4) [88, с.19].

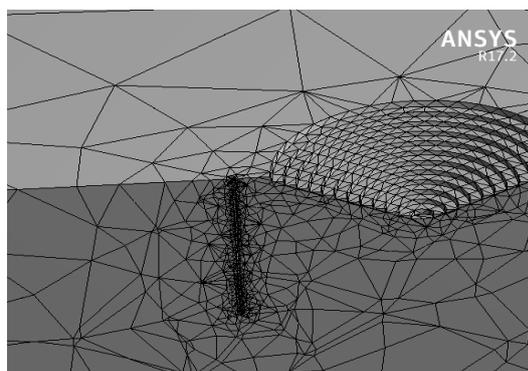


Рисунок 4.4– Сгенерированная конечно-элементная сетка объекта

На втором этапе на модель накладываются необходимые физические условия. Выбирается тип нагрузки – инерционные и обычная гравитация – $9,8 \text{ м/с}^2$. Задаются граничные условия для конечно элементного анализа и закрепляется основание модели. Задание граничных условий это – необходимый этап КЭ анализа. Число граничных условий для объекта должно быть достаточным для расчета. Граничные условия задаются в разделе Supports [88, с.19].

На третьем этапе выводится анализ результатов расчета. Для проведения расчета были рассмотрены три варианта моделей, которые представлены в таблице 4.1 [88, с.19].

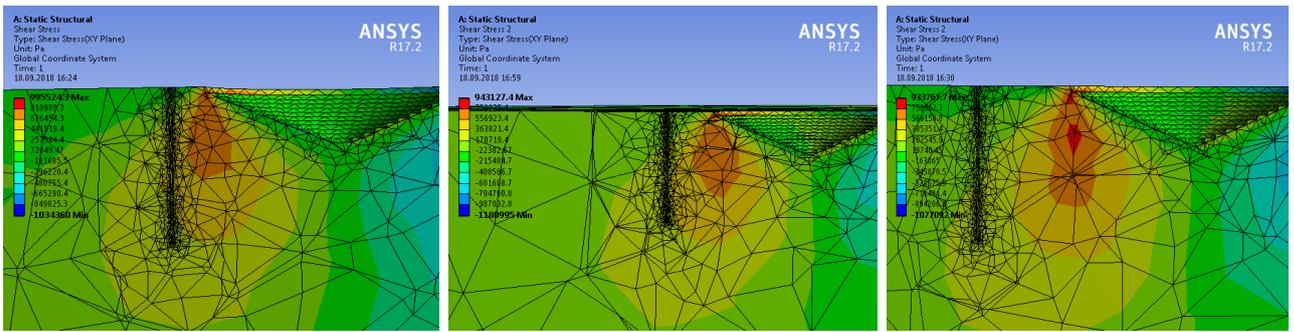
В ходе моделирования устанавливается зависимость расстояния ствола от верхней бровки карьера от следующих факторов: параметры карьера, физико-механические свойства пород вокруг карьера и вокруг вертикального ствола.

Таблица 4.1 – Варианты моделей

№ варианта	Глубина карьера, м	Глубина ствола, м	Расстояние от верхней бровки карьера до ствола, м
1	200	500	100
			200
			300
2	300	600	100
			200
			300
3	400	600	100
			200
			300

Результаты моделирования НДС

Напряженно-деформированное состояние массива вблизи ствола на девяти моделях представлено на рисунках 4.5, 4.6, 4.7.



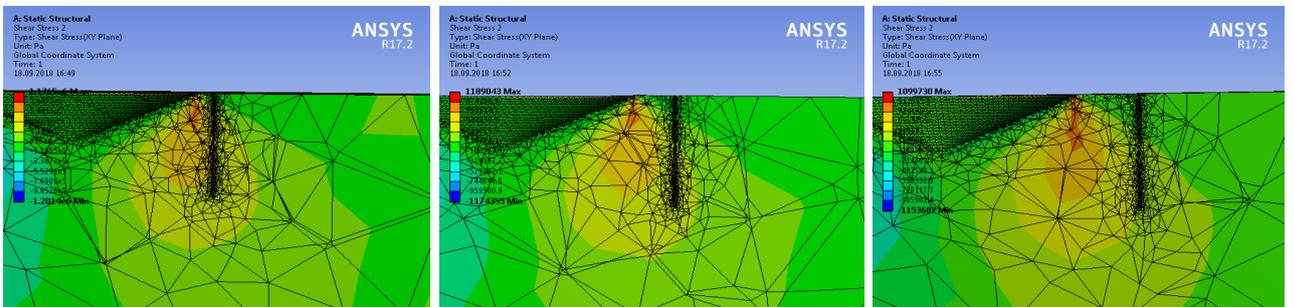
а

б

в

а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.5 – НДС массива вблизи карьера и вертикального ствола при глубине карьера 200 м



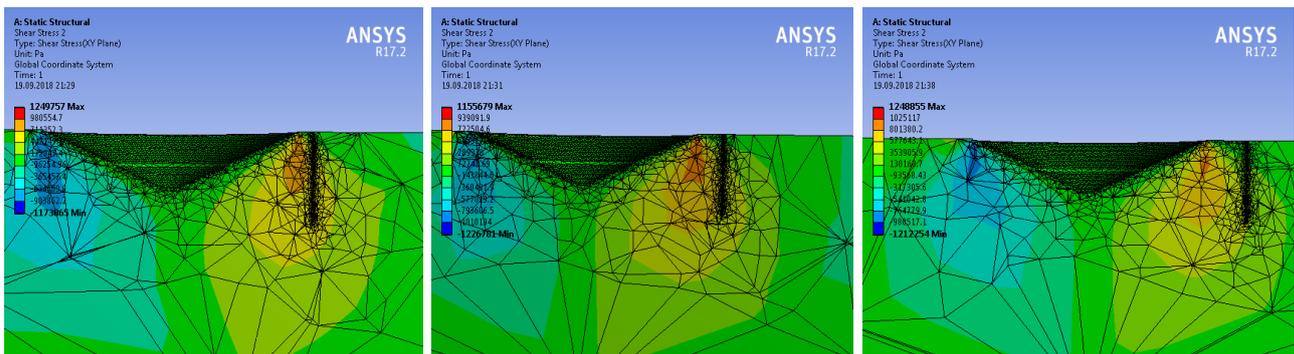
а

б

в

а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.6 – НДС массива вблизи карьера и вертикального ствола при глубине карьера 300 м



а

б

в

а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.7 – НДС массива вблизи карьера и вертикального ствола при глубине карьера 400 м

На рисунках 4.5, 4.6, 4.7 представлены результаты моделирования напряженно-деформированного состояния массива на девяти моделях с вариацией глубины карьера (200, 300 и 400 м), а также расстояний от верхней бровки карьера до вертикального ствола (100, 200 и 300 м) [88, с.19].

Из приведенных иллюстраций можно наблюдать за динамикой изменения зон и величин активных напряжений (отмечены различными цветами) в зависимости от глубины карьера. Зоны высоких концентраций напряжений увеличиваются с увеличением глубины карьера [88, с.19].

Важное практическое значение имеет определение наивыгоднейшего расстояния от верхней бровки карьера до места расположения вертикального ствола, то есть расстояние отстояния ствола от бровки карьера на безопасном расстоянии. Эта величина фактически определяет безопасное место расположения устья ствола на поверхности земли с учетом напряженно-деформированного состояния массива пород не только поверхности, но и по всей глубине ствола.

Как заметно из приведенных рисунков 4.5, 4.6, 4.7 по мере увеличения глубины карьера зоны высоких концентраций напряжений массива горных пород увеличиваются с приближением к району расположения вертикального ствола.

По полученным картинам НДС массива можно получить графики изменения напряжений σ в зависимости от глубины исследуемых точек ствола для различных $\sigma = \varphi(lom)$ не только при глубинах карьера 200, 300 и 400 м, но и для более мелких карьеров 50, 100, 150 м.

Также эти данные НДС позволяют получить зависимости напряжений σ на различных глубинах ствола $\sigma = \varphi(hc)$ и при более широком диапазоне глубин карьера: 50, 100, 150 м и т.д.

Результаты численного анализа позволяют определить значения напряжений массива горных пород вблизи ствола. В ходе исследований на расстоянии 50 м от ствола на глубинах 50, 100, 150, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 550 метров от земной поверхности располагались исследуемые точки. Изменения значений напряжений в зависимости от глубины расположения исследуемых точек приведены на рисунках 4.8, 4.9, 4.10.

Установленные зависимости напряжений в различных точках замера по глубине ствола $\sigma = \varphi(hc)$ позволяют произвести объективную оценку минимально допустимого расстояния отстояния ствола по линии поверхности земли от кромки отработанного карьера lom . Такой подход в оценке данного параметра дает возможность определения безопасной величины отстояния ствола, обеспечивающей долговременное безопасное и безаварийное функционирование ствола в ходе всего срока его эксплуатации в условиях комбинированной разработки месторождений [88, с.19].

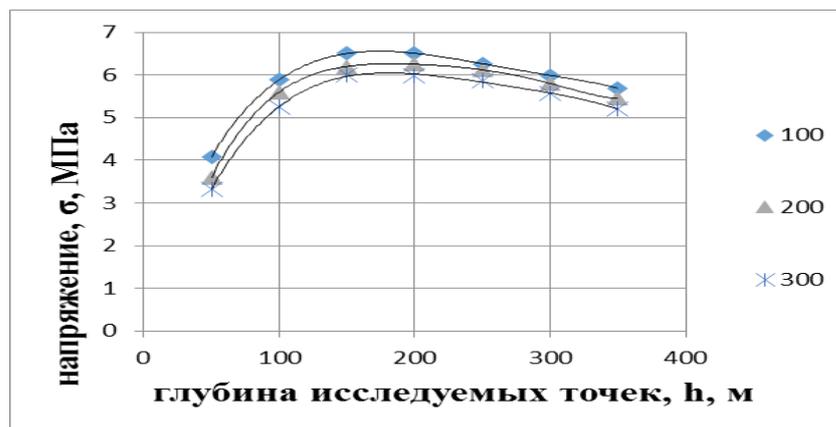


Рисунок 4.8 – График изменения значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 200 м)

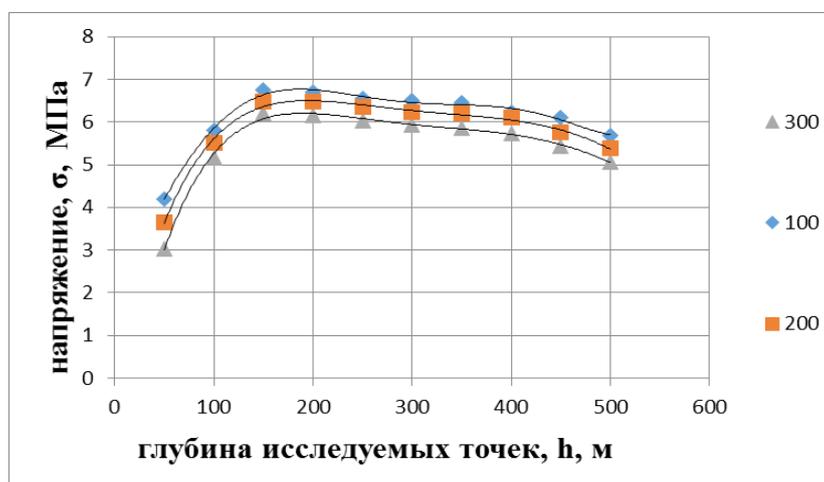


Рисунок 4.9 – График изменения значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 300 м)

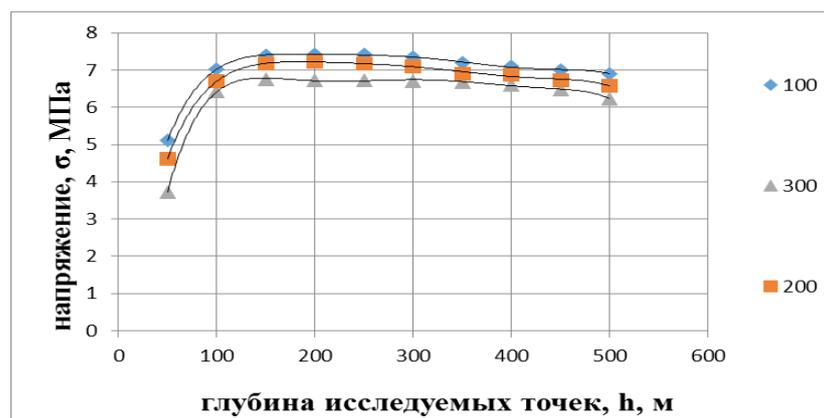


Рисунок 4.10 – График изменения значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 400 м)

Полученные результаты моделирования позволяют в достаточной мере оценить степень техногенного воздействия открытого карьерного пространства на напряженно-деформированное состояние массива в зоне расположения

вертикальных стволов, отстоящих на определенном расстоянии от бровки карьера. В качестве основных факторов, влияющих на НДС массива вокруг ствола при моделировании приняты физико-механические свойства вмещающих пород, предел прочности на сжатие и растяжение, коэффициент Пуассона, модуль Юнга, глубина карьера, расстояние отстояния ствола от края отработанного карьера [88, с.19].

По численным результатам видно, что с увеличением глубины карьера уровень минимальных напряжений логически возрастает. Более точный анализ зависимостей значений напряжений от глубины исследуемых точек (рисунки 4.8, 4.9, 4.10) показывает следующее. Так, при глубине измерения 50 м для карьера глубиной 200 м (рисунок 4.8) минимальное напряжение составляет 3,3 МПа, далее происходит рост по логарифмическому закону, достигая на глубине 150-200 м величины 6,5-6,6 МПа. От глубины 200 м идет плавное снижение до величины 5,8 МПа. В целом в диапазоне от 200 до 350 м наблюдается некоторое снижение напряжений, не превышающие разницу в 1 МПа. Стабилизация напряжений в указанном диапазоне объясняется одновременным действием 2-х противоречивых факторов: с одной стороны, рост происходит от увеличения глубины, с другой стороны происходит снижение напряжений в связи с отдалением контура конусообразного карьера. Эти зависимости носят сложный характер и требуют в дальнейшем более глубоких исследований [88, с.21].

Из графиков видно, что минимальное напряжение наблюдается на расстоянии 300 м от края вертикального ствола до контура карьера, то есть чем дальше, тем лучше. Но на самом деле безосновательное отдаление ствола от места предполагаемой разработки влечет рост капитальных затрат на проведение, на транспорт, вентиляцию и др. Если отсутствуют другие сопутствующие ограничивающие факторы, то должно приниматься наименьшее расстояние отстояния ствола от карьера с учетом допусков по ТБ. В нашем случае эта величина составляет 100 м. Также результаты численного анализа показывают, что во всех случаях минимальное напряжение концентрируется на расстоянии 50 м от контура карьера при различном расположении ствола относительно карьера.

Полученные в данной работе результаты научно-исследовательских работ по исследованию НДС массива горных пород вдоль линии расположения вертикальных стволов при комбинированной разработке позволяют решать важный вопрос по определению безопасного места расположения стволов с учетом техногенного воздействия отработанного карьера [88, с.21].

4.1.2 Моделирование эллипсоидной формы карьера

Следующий этап моделирования проведен для карьера эллипсоидной формы. Все параметры, использованные для расчета, аналогичны, как для карьера круглой формы. На первом этапе осуществляется подготовка геометрической модели, задание материала и его свойств, генерация конечно-элементной сетки и определение физических условий моделирования. Для

расчета использованы следующие параметры [6, с.35]: предел прочности на сжатие – 80 МПа; предел прочности на растяжение – 8 МПа; коэффициент Пуассона – 0,26; модуль Юнга – $8 \cdot 10^{10}$ МПа; модуль сдвига – $3 \cdot 10^{10}$ МПа; объемная масса – 27 кН/м^3 . Расчет выполняется для однородного массива. Усложнение расчета схем в связи со сложным геологическим строением месторождения и их физико-механическими свойствами не принесли точности расчета в программном комплексе ANSYS Workbench. В связи с этим был выбран однородный массив. В качестве однородного массива горных пород выбран известняк. Далее строится геометрическое тело объекта со следующими параметрами: форма карьера – эллипсоидная; конечная глубина карьера – 100, 200, 300 м; диаметр ствола – 10 м; расстояние от верхней бровки карьера до ствола – 100, 150, 200, 250, 300 м. Показатели физико-механических свойств горных пород месторождения взяты аналогично условиям месторождения «Акжал». Конечным результатом данного этапа является геометрическая модель объекта (рисунок 4.11), подготовленная для численного решения. Геометрическая модель объекта смоделирована из однородного массива в виде объемного объекта [89, с.1231].

Полученную геометрическую модель разбиваем на конечные элементы (рисунок 4.12). Вся модель делится на множество конечных элементов, которые соединены между собой в вершинах. Это основная концепция МКЭ. Как было сказано выше, в программном комплексе ANSYS Workbench имеется два основных метода построения сетки (произвольная сетка и упорядоченная сетка). Для проведения эксперимента была построена упорядоченная сетка, потому что требовалось сгущение сетки конечных элементов [86, с.76; 89, с.1232].

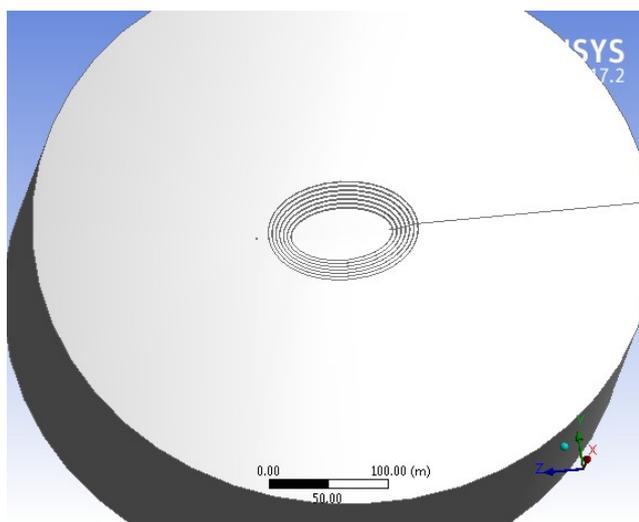


Рисунок 4.11 – Геометрическая модель объекта

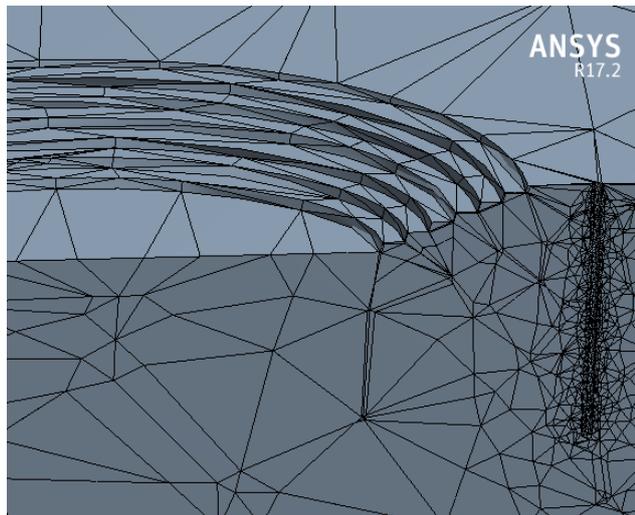


Рисунок 4.12 – Разбиение объекта на конечные элементы

На втором этапе также по аналогии с предыдущим на модель накладываются физические условия и граничные условия [88, с.19].

В ANSYS Workbench существует модуль управления материалами, через который можно задавать свойства объектам можно как до построения, так и после. Модуль представлен элементом Engineering Data. Вид панели свойств модуля управления материалами представлен на рисунке 4.13. В Engineering Data можно задать свойства и характеристики горных пород полученные опытно-экспериментальным путем [85, с.138].

Задаются свойства горных пород такие как, плотность, кг/м³; Модуль Юнга, МПа; Модуль сдвига, МПа; коэффициент Пуассона.

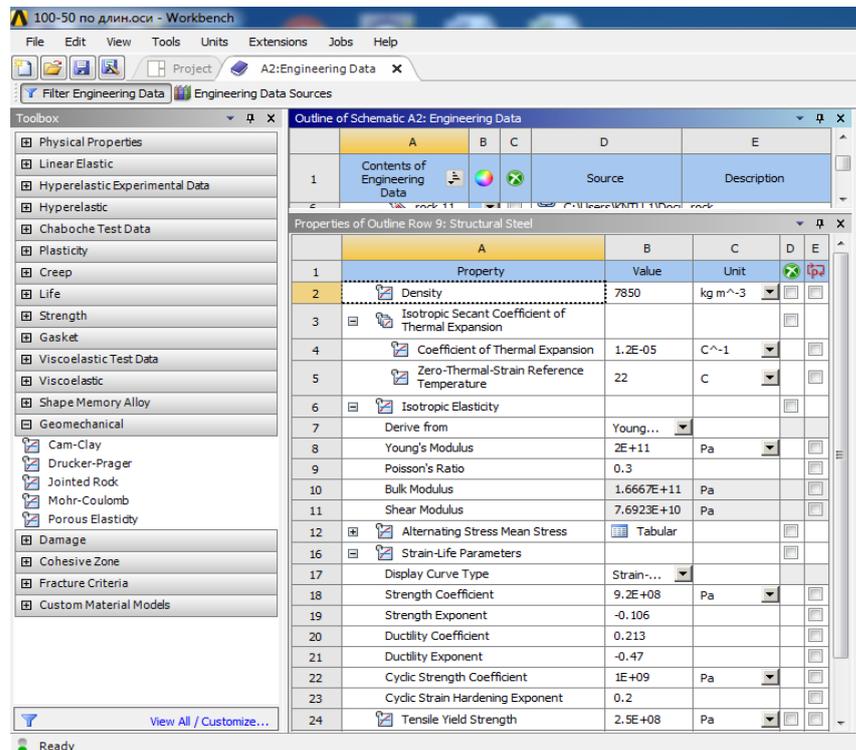


Рисунок 4.13 – Задание свойств материала в элементе Engineering Data

На третьем этапе выводится анализ результатов расчета. Для проведения расчета были промоделированы три варианта моделей, которые представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Варианты моделей

№ варианта	Глубина карьера, м	Глубина ствола, м	Расположение ствола относительно поверхности карьера	Расстояние от верхней бровки карьера до ствола, м
1	100	500	1. При расположении ствола на линии с углом 0 град 2. При расположении ствола на линии с углом 90 град 3. При расположении ствола на линии с углом 45 град 4. При расположении ствола на линии с углом 22,5 град 5. При расположении ствола на линии с углом 67,5 град	100
				150
				200
				250
				300
2	200	600	1. При расположении ствола на линии с углом 0 град 2. При расположении ствола на линии с углом 90 град 3. При расположении ствола на линии с углом 45 град; 4. При расположении ствола на линии с углом 22,5 град; 5. При расположении ствола на линии с углом 67,5 град	100
				150
				200
				250
				300
3	300	600	1. При расположении ствола на линии с углом 0 град 2. При расположении ствола на линии с углом 90 град 3. При расположении ствола на линии с углом 45 град; 4. При расположении ствола на линии с углом 22,5 град; 5. При расположении ствола на линии с углом 67,5 град	100
				150
				200
				250
				300

Для проведения моделирования, визуально эллипсоидный карьер разделен на четыре части. Выбираем одну часть карьера исходя из различных факторов, и делаем расчет для этого объекта (Приложение Г). Выбранная часть карьера должна учитывать новый фактор техногенного воздействия – открытого карьерного пространства и примыкающих к нему зон геомеханического воздействия. Остальные части объекта представляем, как аналогичные выбранному объекту. Выбранный объект разбивается на радиальные направления со следующими углами: 90 град, 67,5 град., 45 град., 22,5 град., 0 град. (рисунок 4.14).

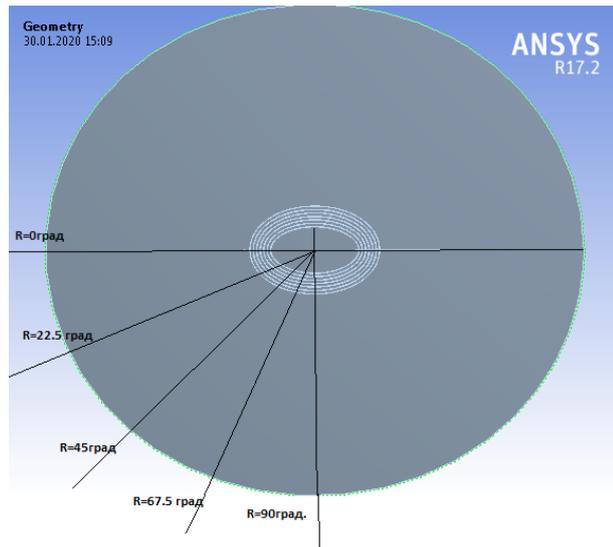
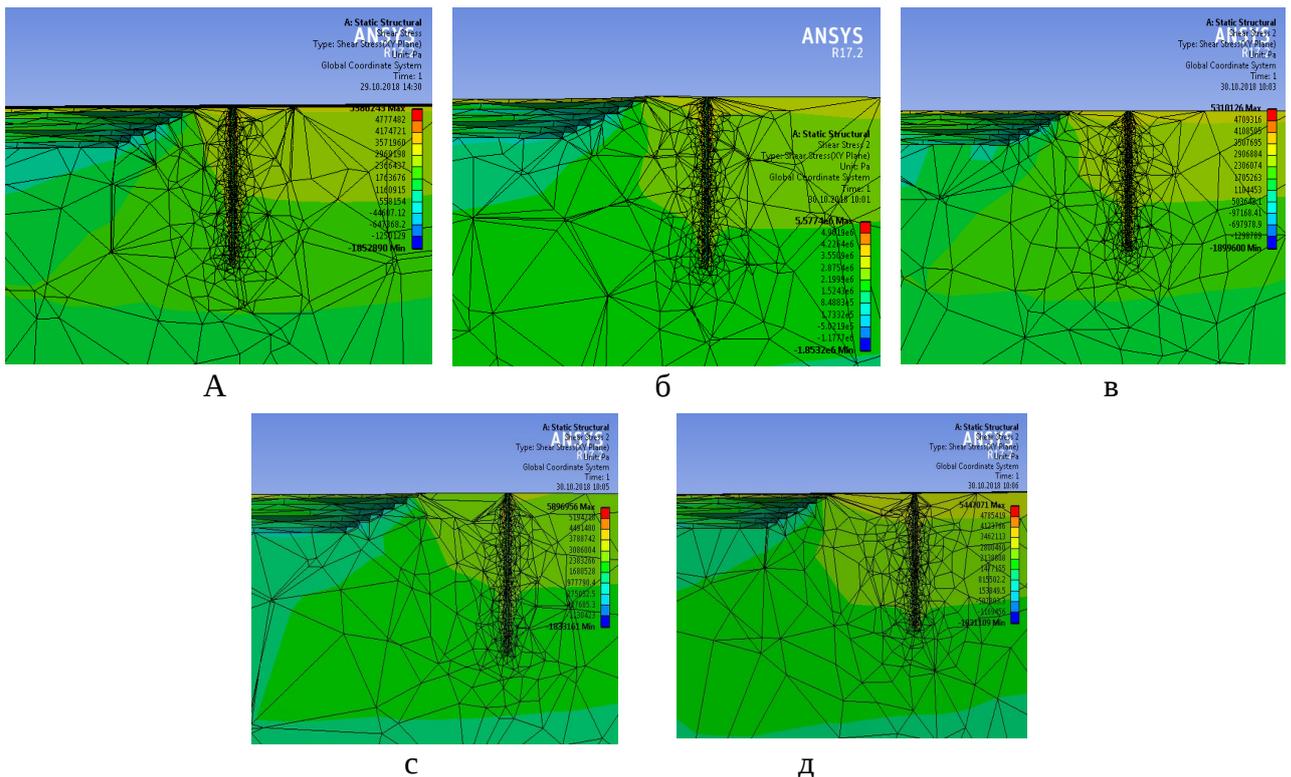


Рисунок 4.14 – Радиальные направления

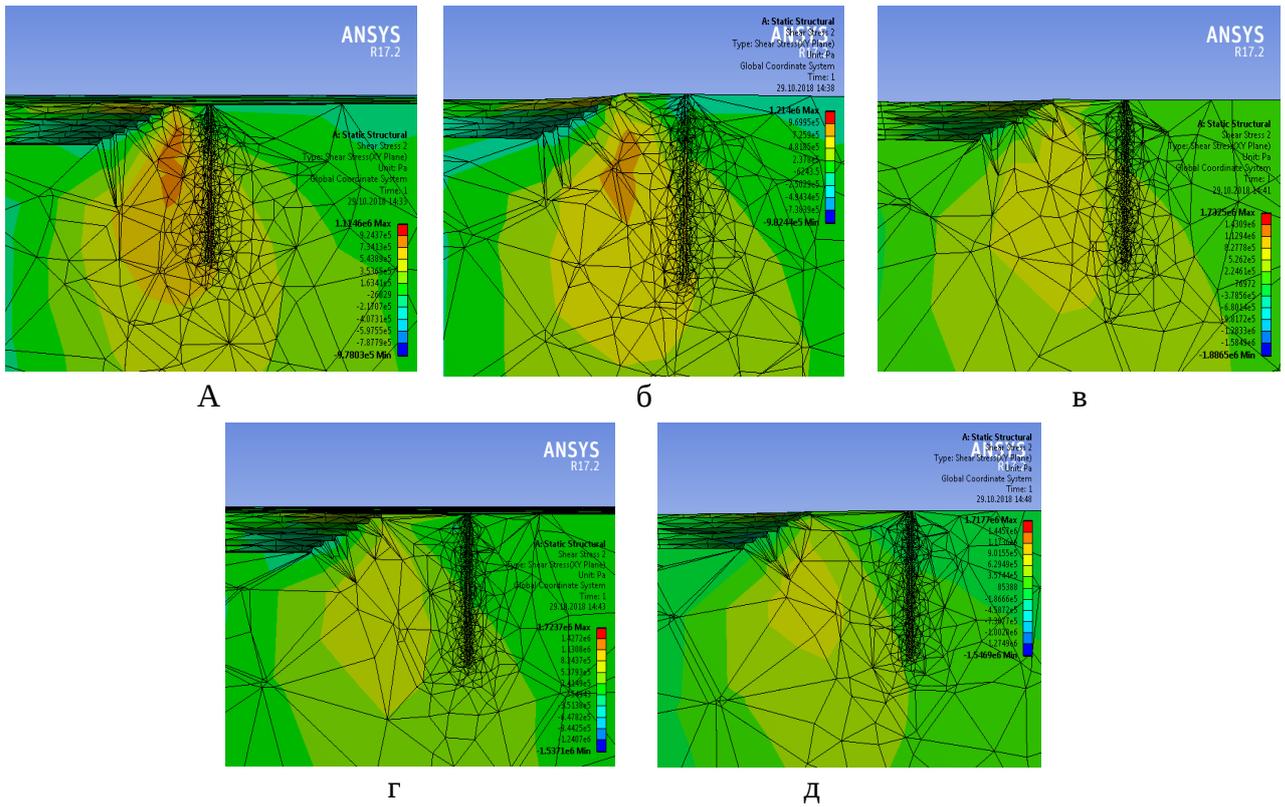
Результаты моделирования НДС.

Напряженно-деформированное состояние массива вблизи ствола на четырнадцать моделях представлены на рисунках 4.15-4.29.



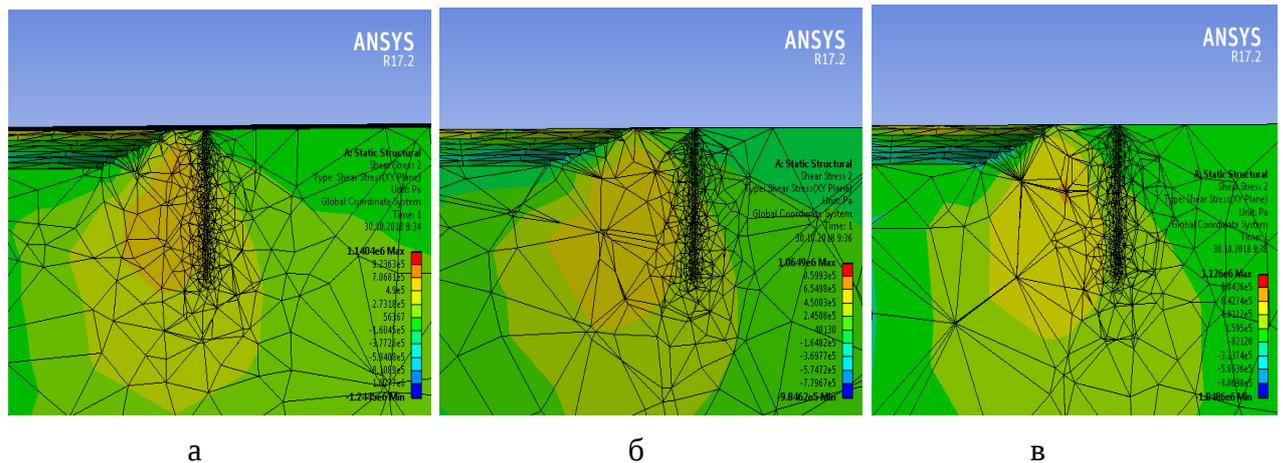
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.15 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 100 м и при линии с углом 0 град



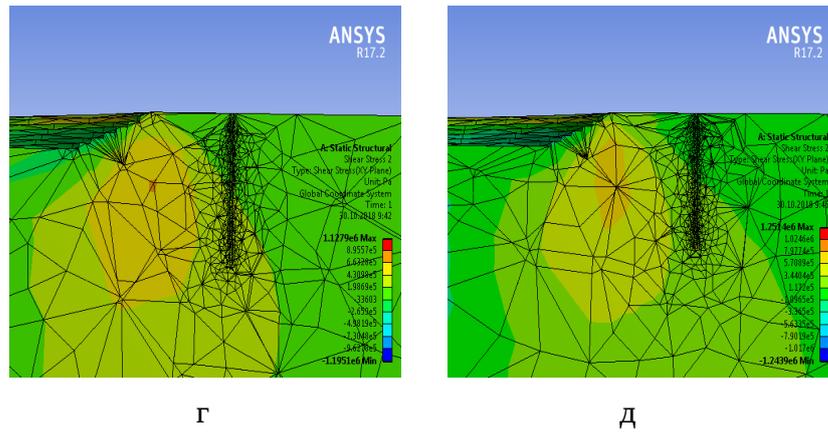
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.16 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 100 м и при линии с углом 90 град



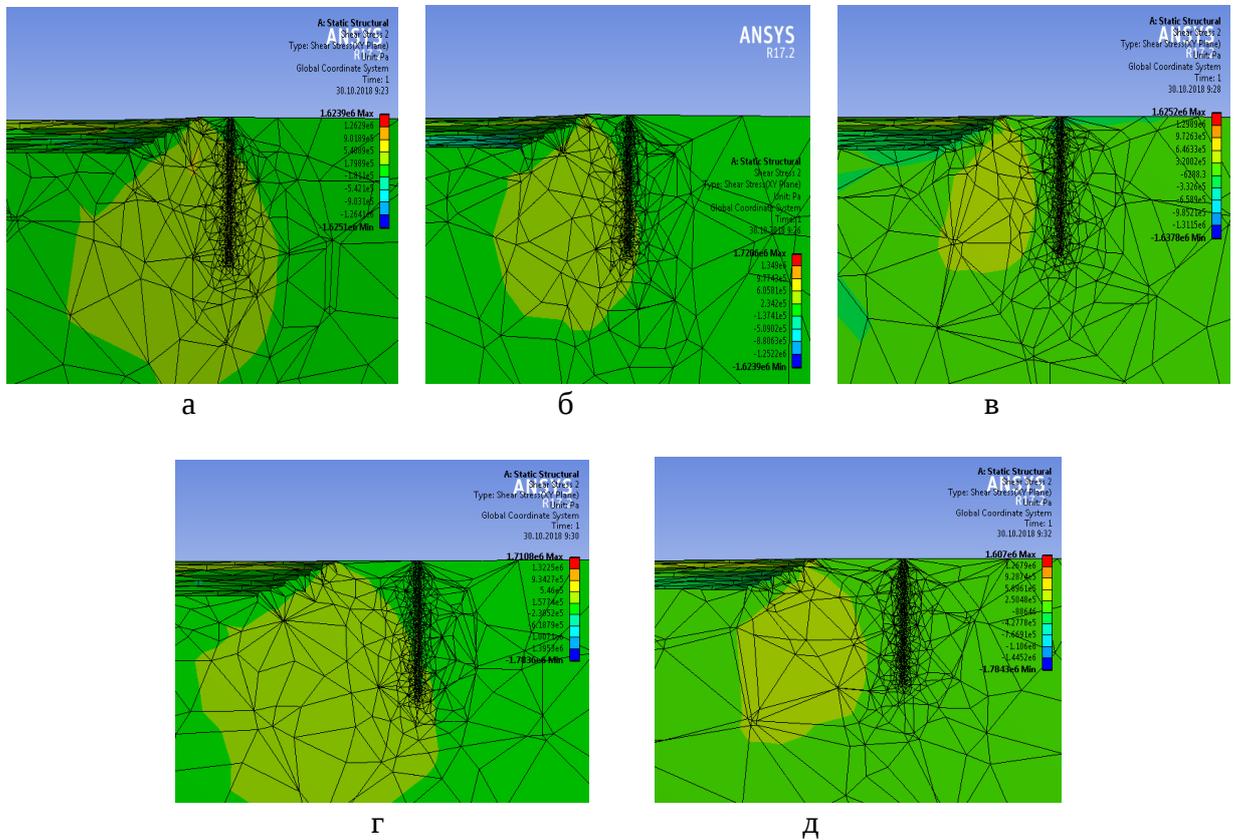
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м

Рисунок 4.17 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 100 м и при линии с углом 45 град, лист 1



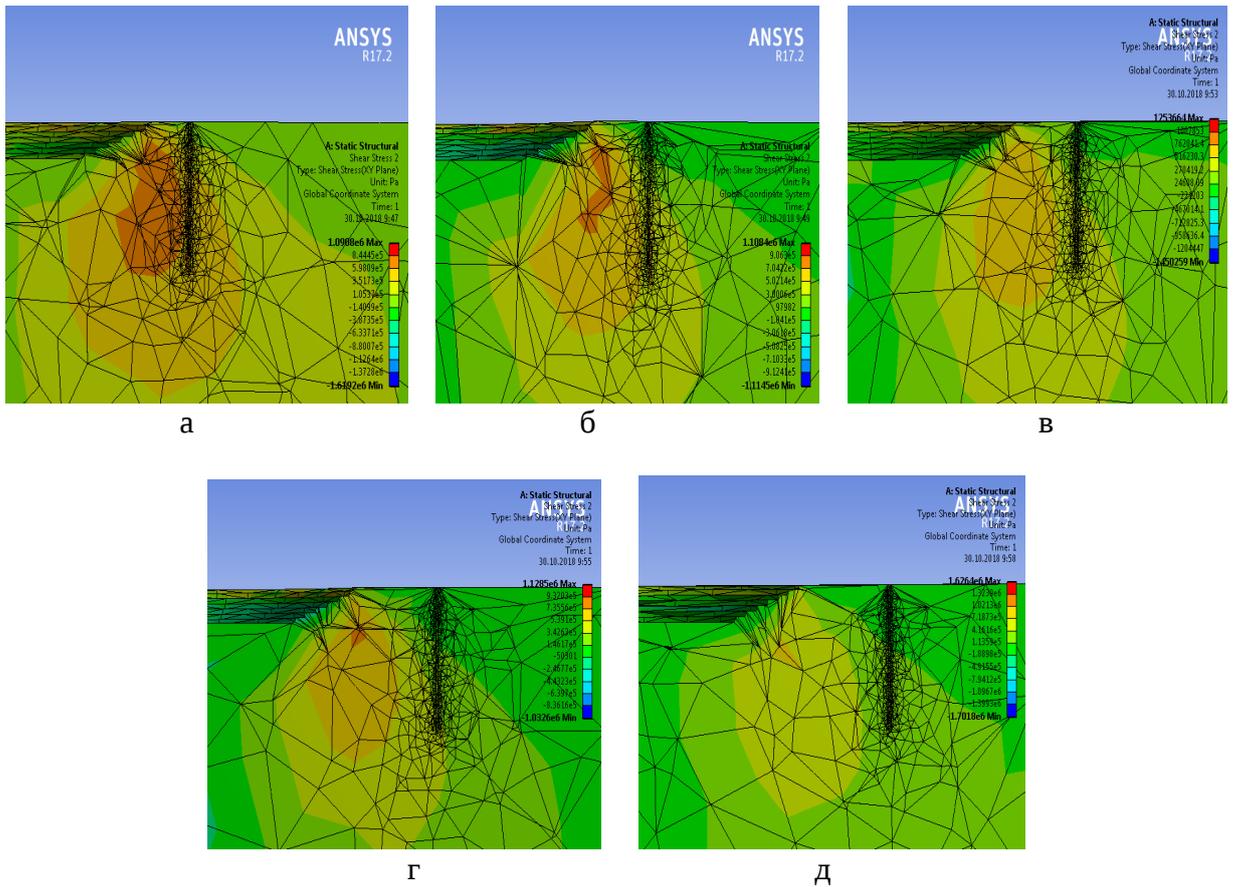
г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.17, лист 2



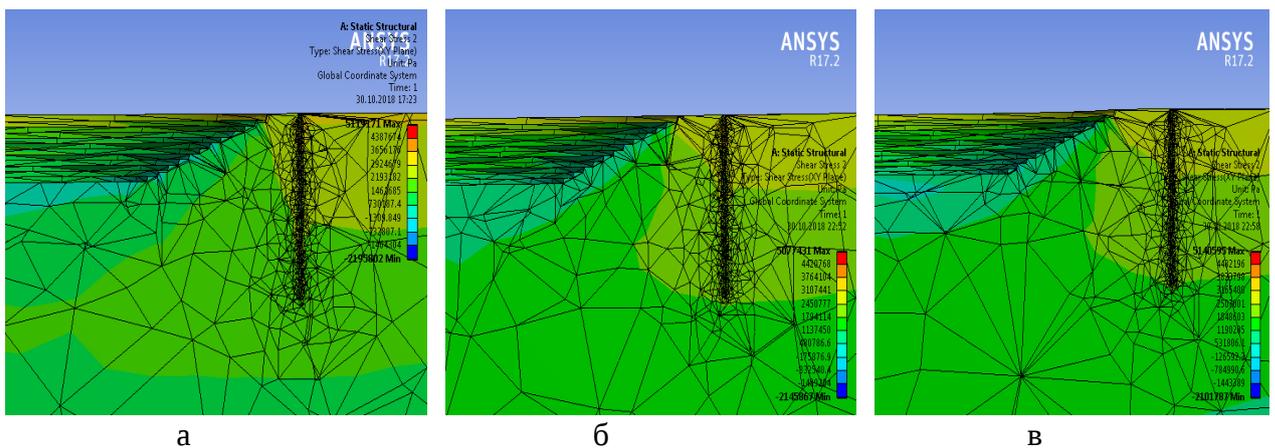
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.18 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 100м и при линии с углом 22,5 град



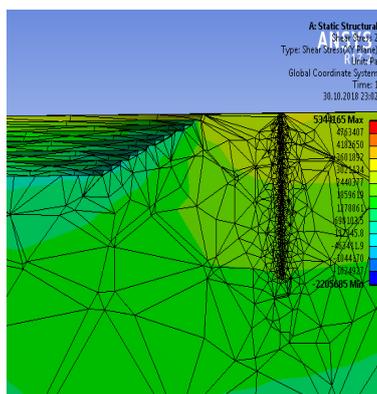
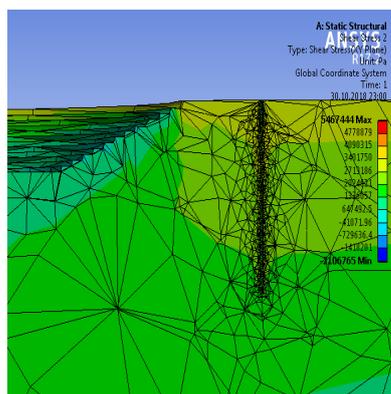
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.19 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 100м и при линии с углом 67,5 град



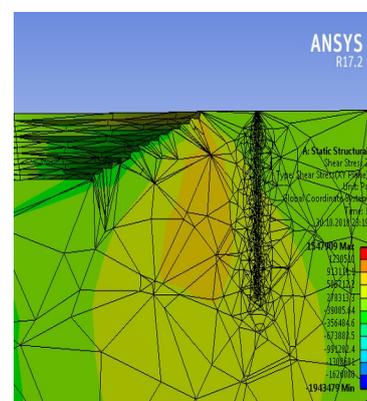
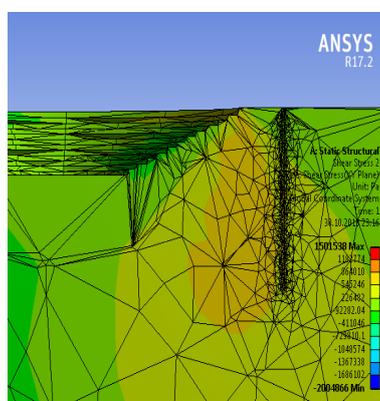
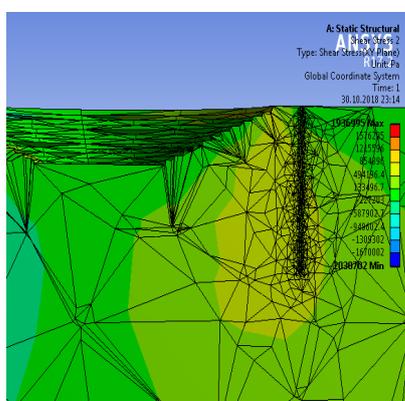
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м

Рисунок 4.20 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 200 м и при линии с углом 0 град, лист 1



г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

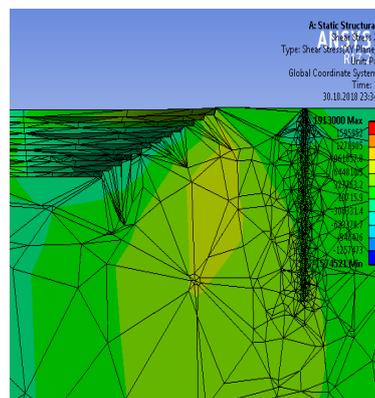
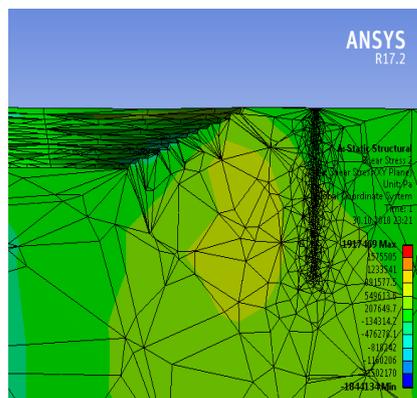
Рисунок 4.20, лист 2



а

б

в

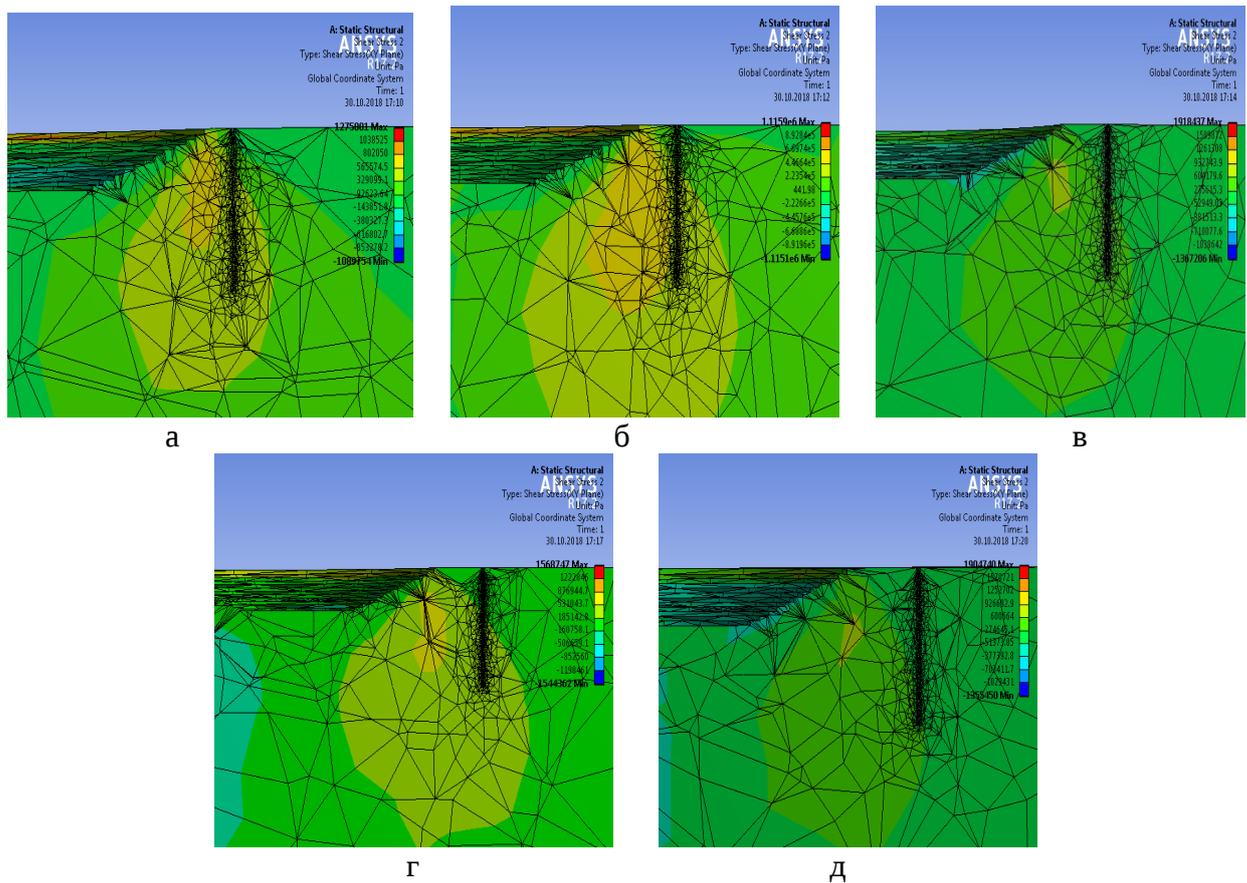


г

д

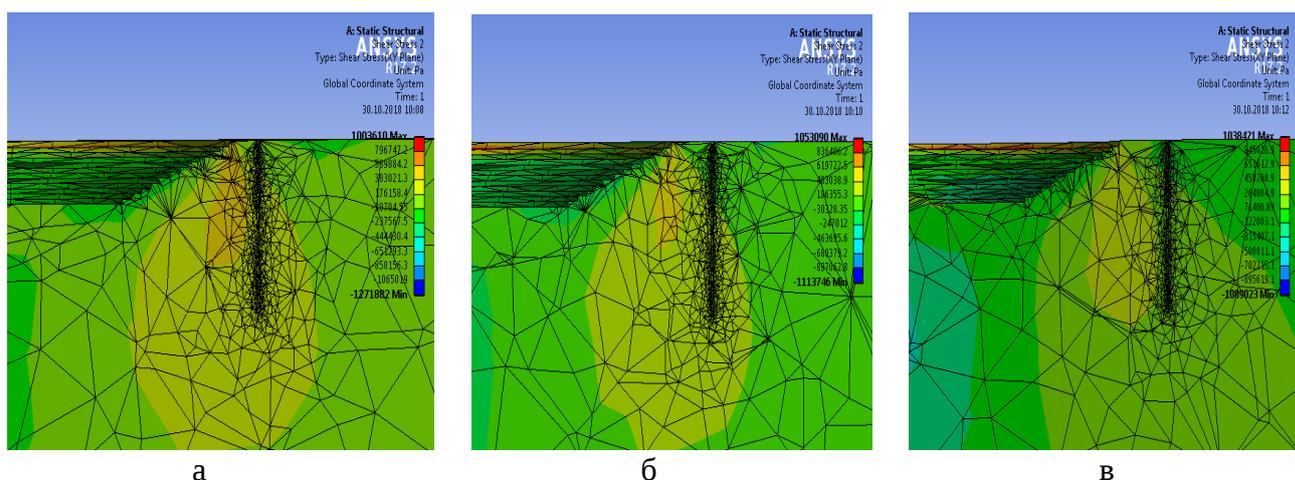
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.21 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 200 м и при линии с углом 90 град



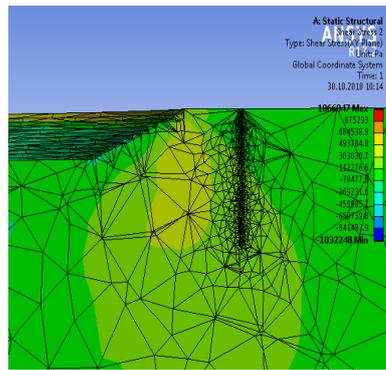
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.22 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 200м и при линии с углом 45 град

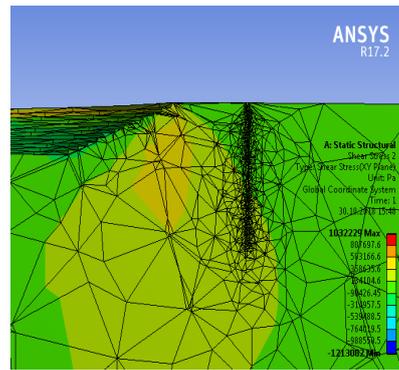


а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м

Рисунок 4.23 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 200 м и при линии с углом 22,5 град, лист 1



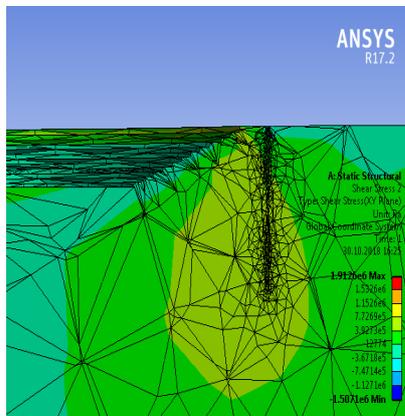
Г



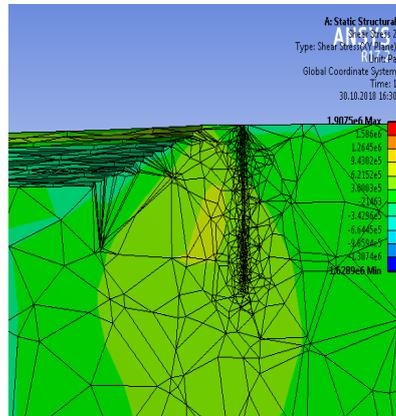
Д

г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

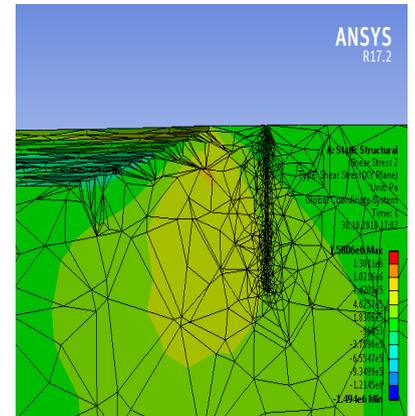
Рисунок 4.23, лист 2



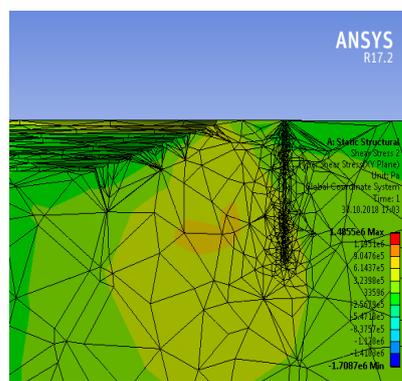
а



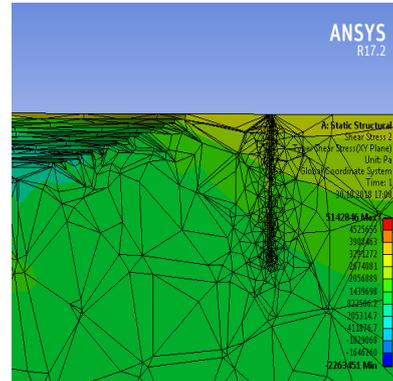
б



в



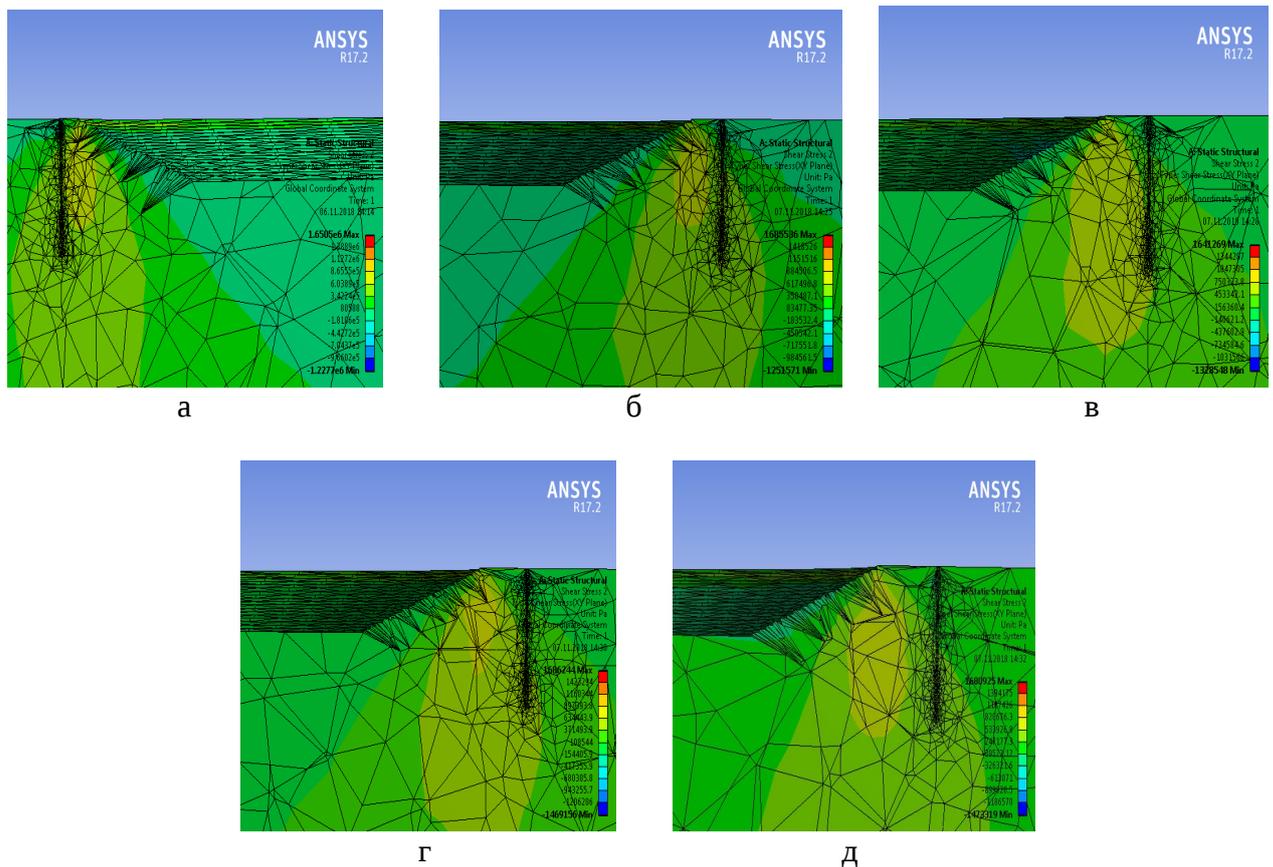
г



д

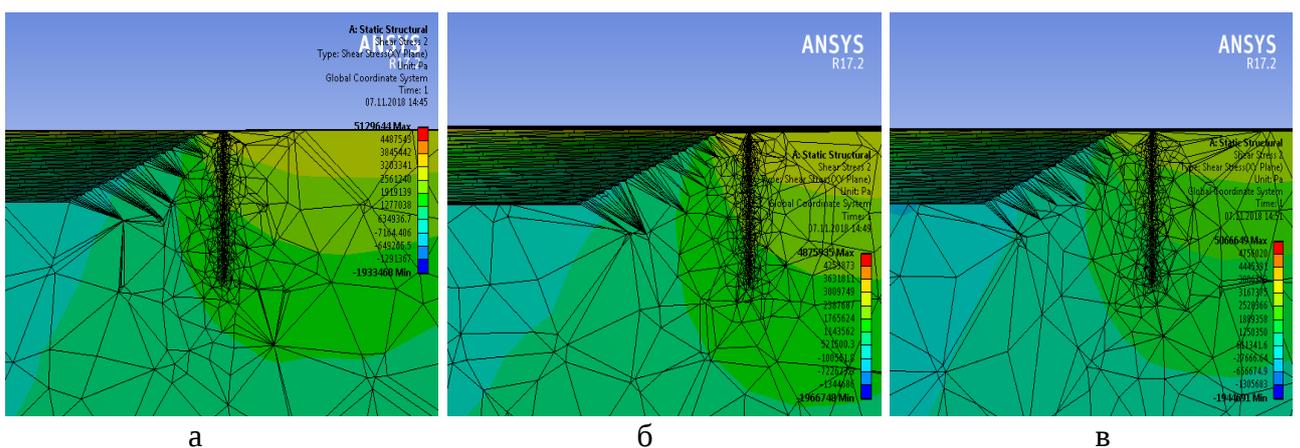
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.24 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 200м и при линии с углом 67,5 град



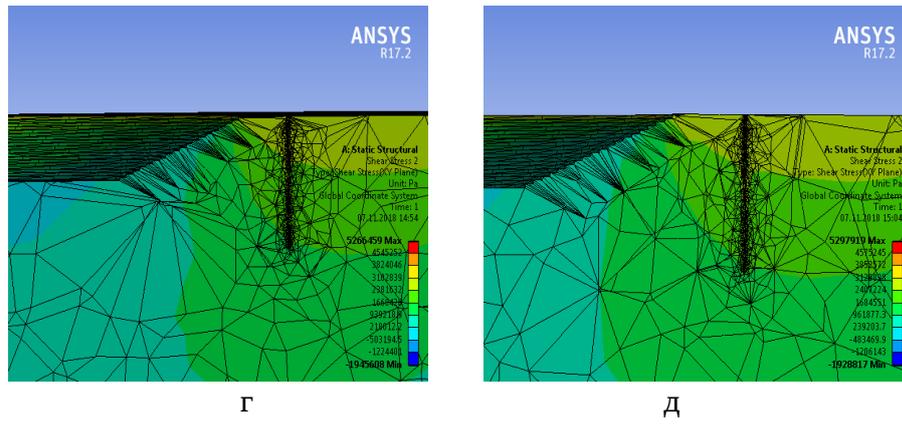
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м.

Рисунок 4.25 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300 м и при линии с углом 0 град



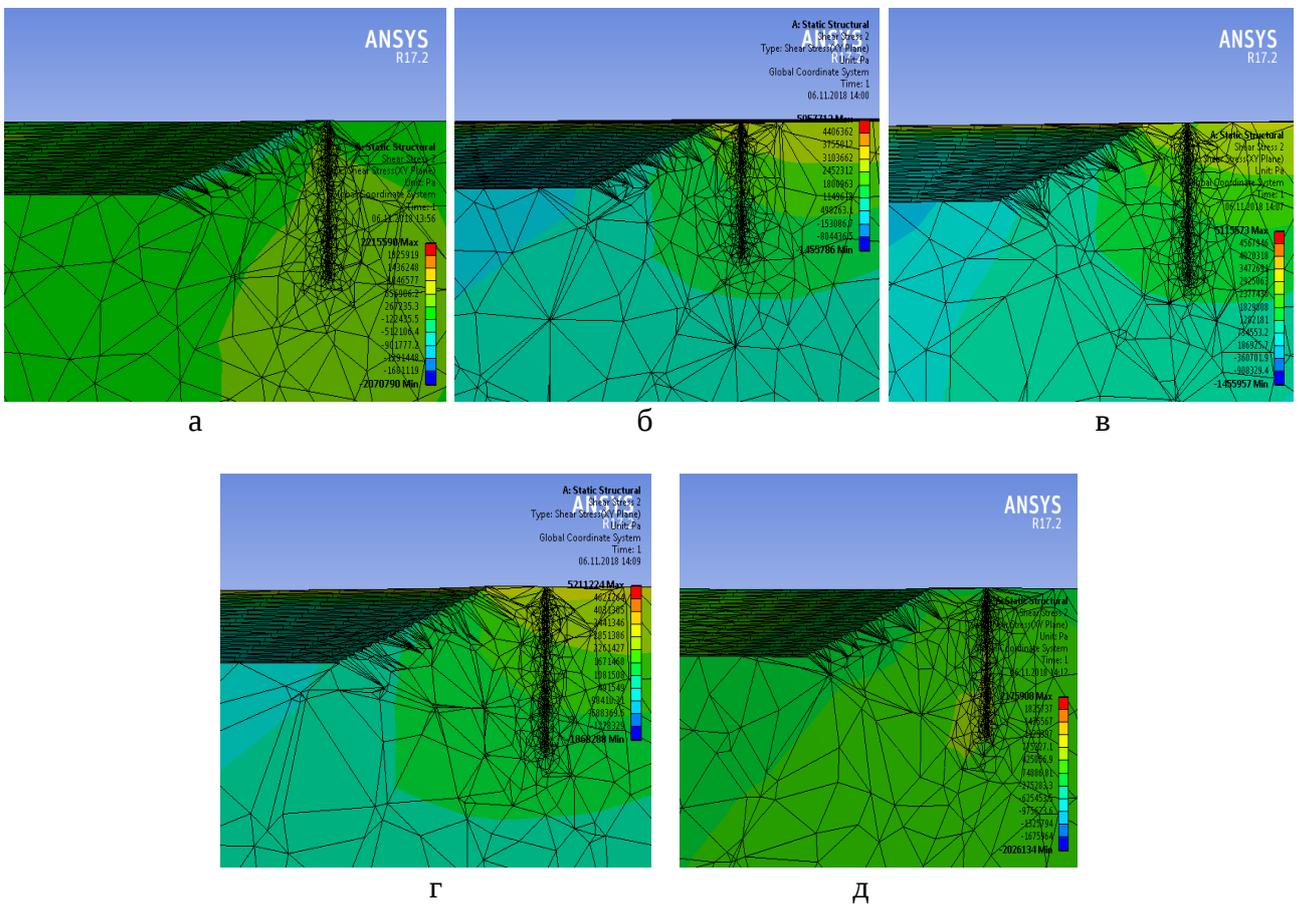
а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м

Рисунок 4.26 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300 м и при линии с углом 90 град



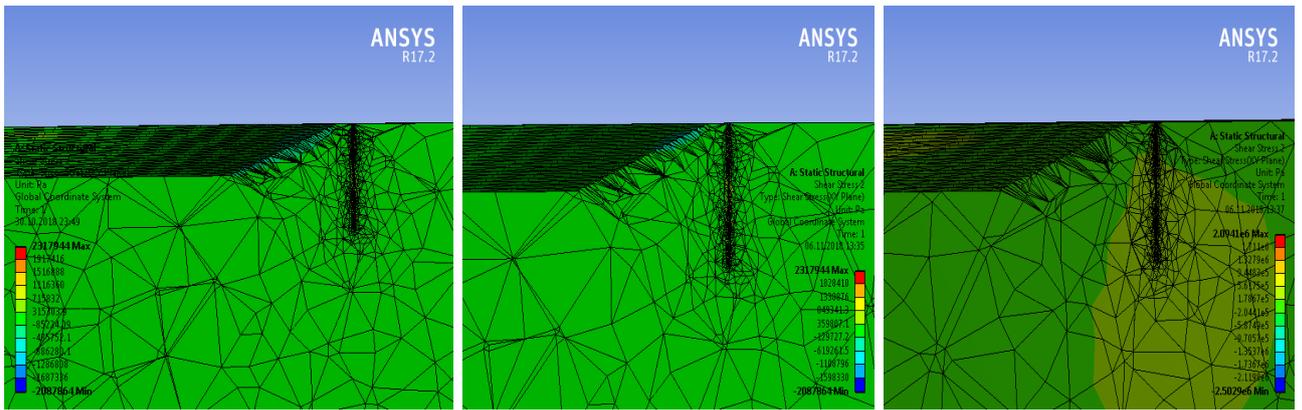
г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м.

Рисунок 4.26– НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300м и при линии с углом 90 град



а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м.

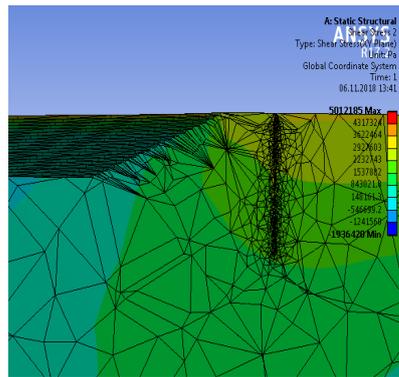
Рисунок 4.27 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300 м и при линии с углом 45 град



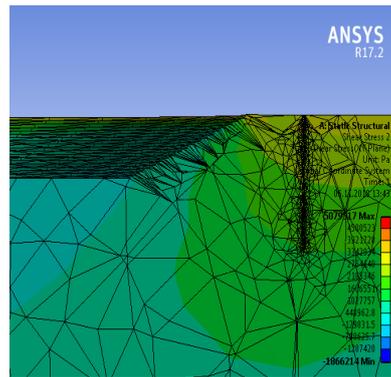
а

б

в



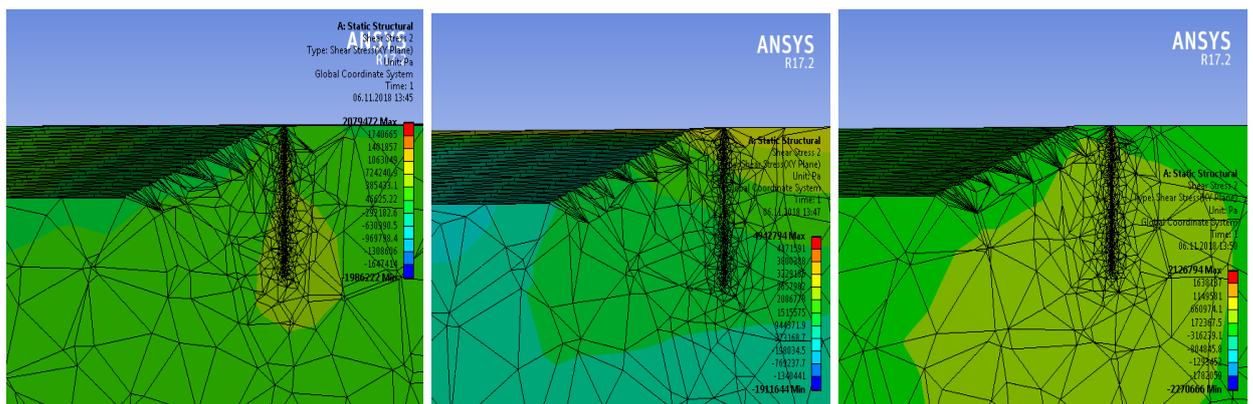
г



д

а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м; г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.28 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300 м и при линии с углом 22,5 град



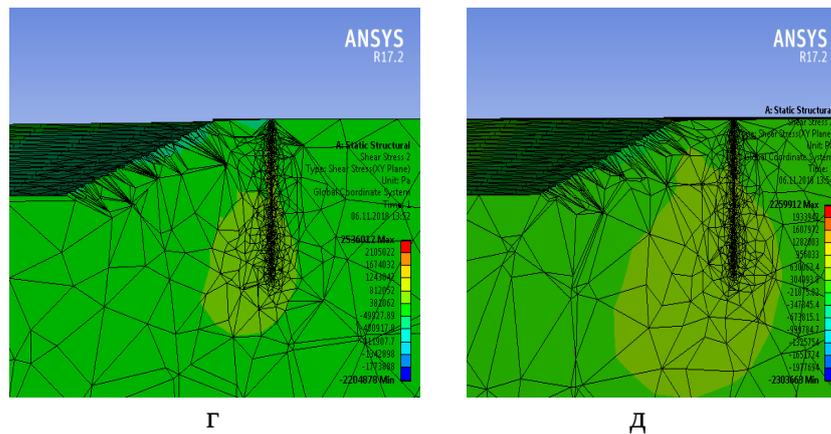
а

б

в

а – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 100 м; б – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 150 м; в – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 200 м

Рисунок 4.29 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300 м и при линии с углом 67,5 град, лист 1



г – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 250 м; д – расстояние от верхней бровки карьера до вертикального ствола 300 м

Рисунок 4.29 – НДС массива вблизи ствола при глубине карьера 300 м и при линии с углом 67,5 град

На рисунках 4.15-4.29 представлены результаты моделирования напряженно-деформированного состояния массива на девяти моделях с вариацией глубины карьера (100, 200 и 300 м), а также расстояний от верхней бровки карьера до вертикального ствола (100, 150, 200, 250 и 300 м), при различных радиальных направлениях карьерного поля, так как объектом моделирования является карьер эллипсоидной формы.

Также, как и для круглой формы карьера, при эллипсоидной форме карьера можно по иллюстрациям наблюдать за динамикой изменения зон и величин активных напряжений (отмечены различными цветами) в зависимости от глубины карьера. Зоны высоких концентраций напряжений увеличиваются с увеличением глубины карьера.

По полученным картинам НДС массива можно получить графики изменения напряжений σ в зависимости от глубины исследуемых точек ствола.

Результаты численного анализа позволяют определить значения напряжений массива горных пород вблизи ствола. В ходе исследований на расстоянии 50 м от ствола на глубинах 50 м, 100 м, 150 м, 200 м, 250 м, 300 м, 350 м, 400 м, 450 м, 500 м, 550 м от земной поверхности располагались исследуемые точки (рисунок 4.30). Изменения значений напряжении в зависимости от глубины расположения исследуемых точек приведены на рисунках 4.31-4.45.

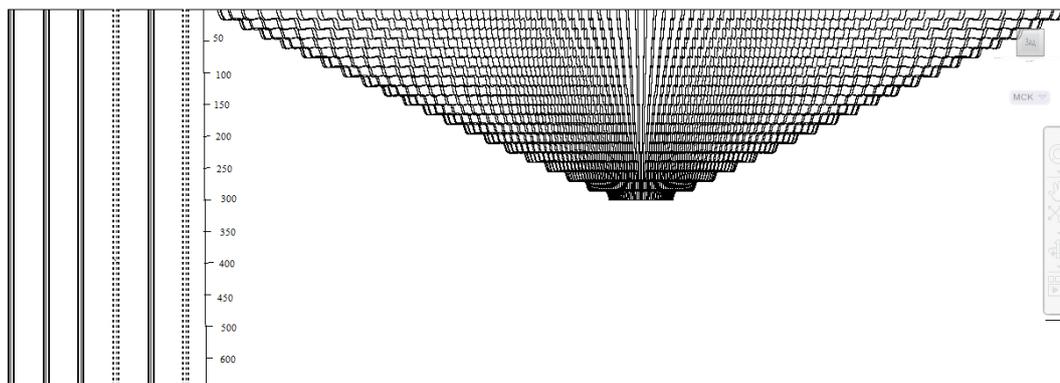


Рисунок 4.30 – Расположение исследуемых точек

На рисунках 4.31-4.45 представлены результаты моделирования напряженно-деформированного состояния массива с вариацией глубины карьера (100, 200, 300 м), а также расстояний от верхней бровки карьера до вертикального ствола (100, 150, 200, 250 и 300 м).

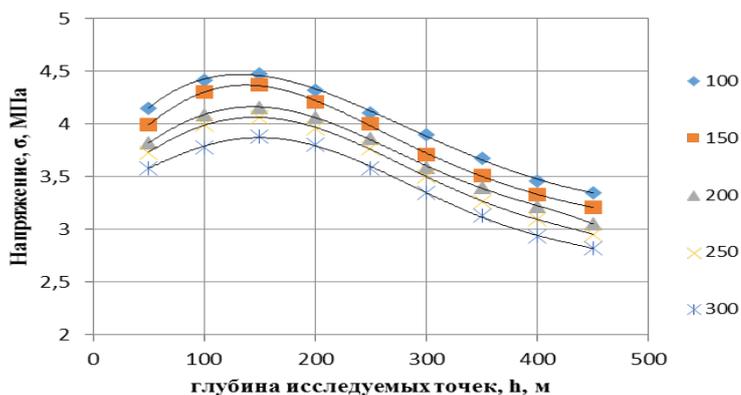


Рисунок 4.31 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 100 м, при линии с углом 22,5 град.)

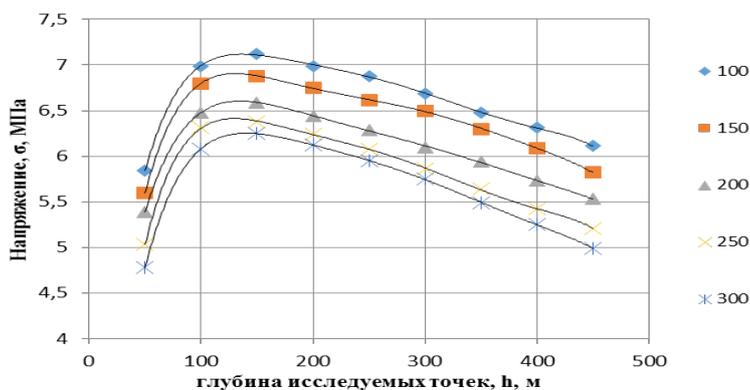


Рисунок 4.32 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 100 м, при линии с углом 67,5 град.)

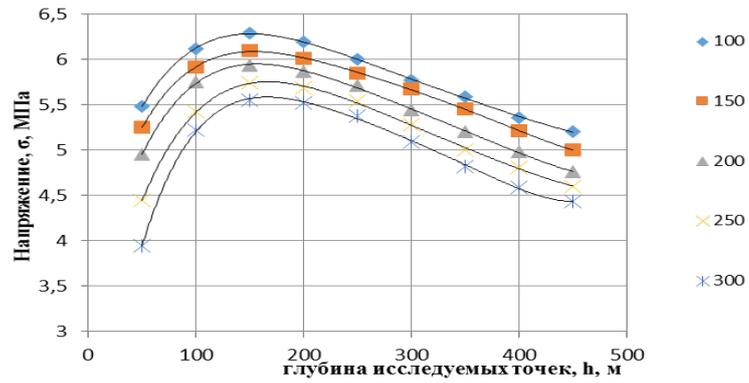


Рисунок 4.33 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 100 м, при линии с углом 45 град.)

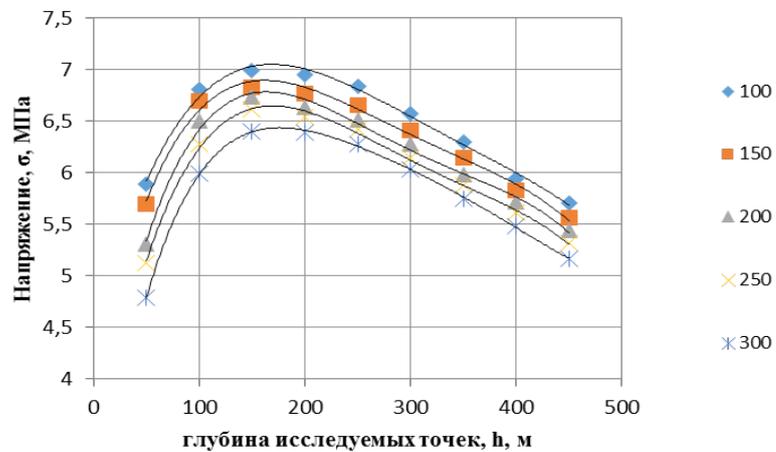


Рисунок 4.34 - График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 100 м, при линии с углом 90 град.)

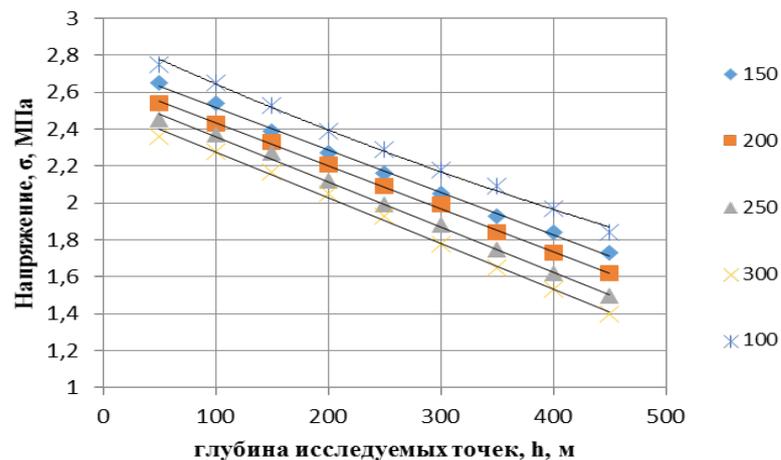


Рисунок 4.35 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 100 м, при линии с углом 0 град.)

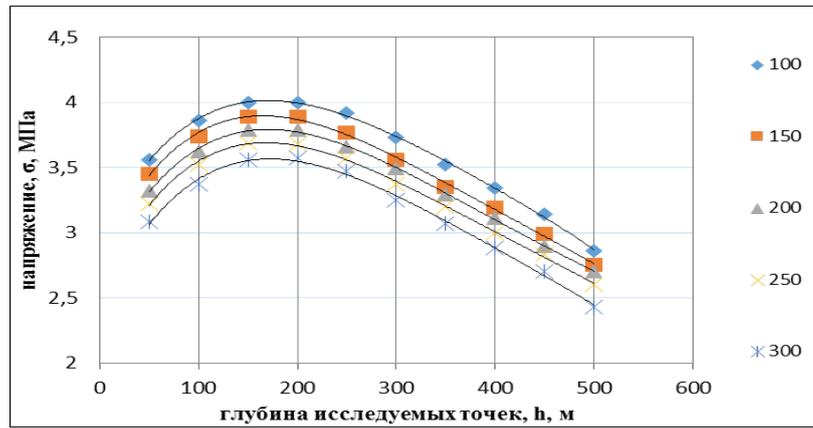


Рисунок 4.36 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 200 м, при линии с углом 22,5 град.)

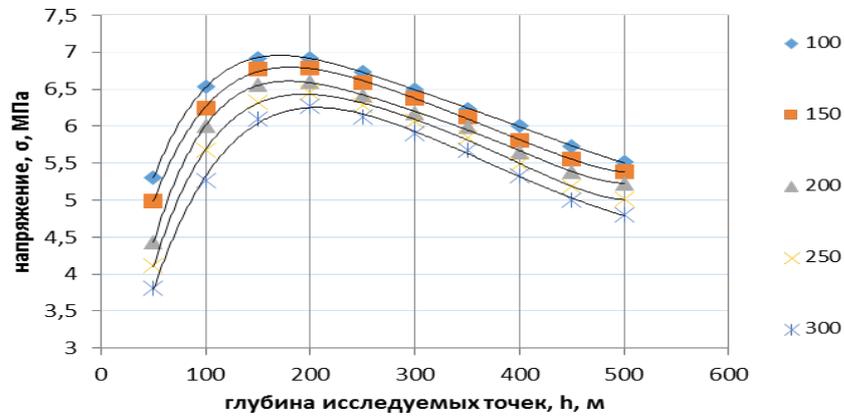


Рисунок 4.37 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 200 м, при линии с углом 67,5 град.)

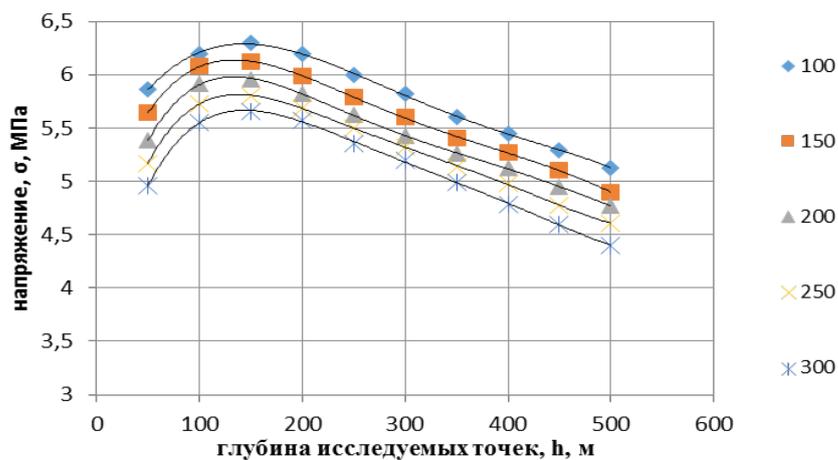


Рисунок 4.38 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 200 м, при линии с углом 45 град.)

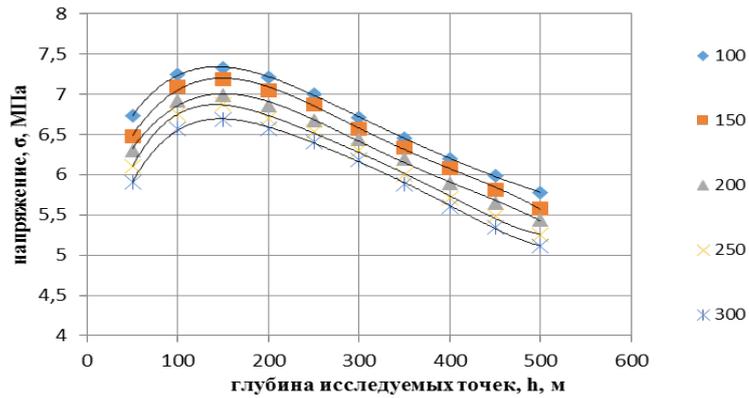


Рисунок 4.39 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 200 м, при линии с углом 90 град.)

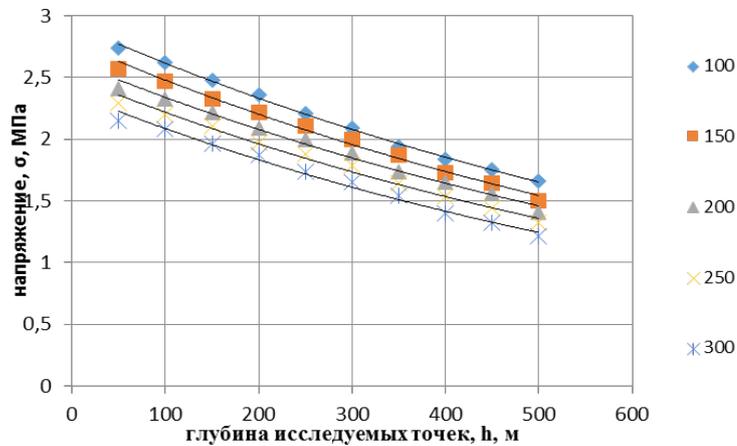


Рисунок 4.40 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 200 м, при линии с углом 0 град.)

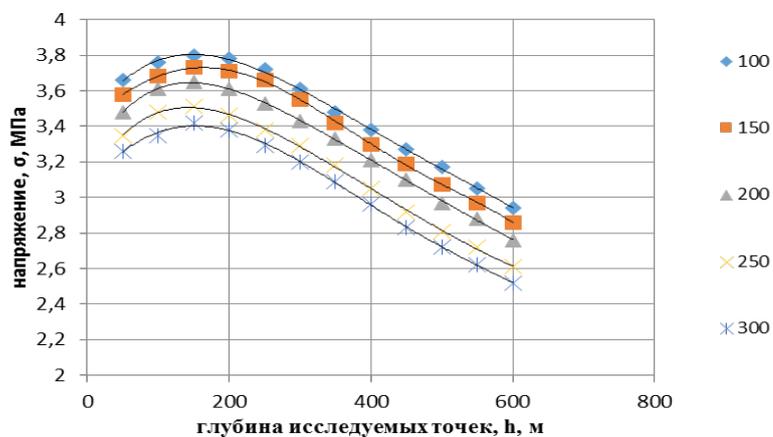


Рисунок 4.41 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 300 м, при линии с углом 22,5 град.)

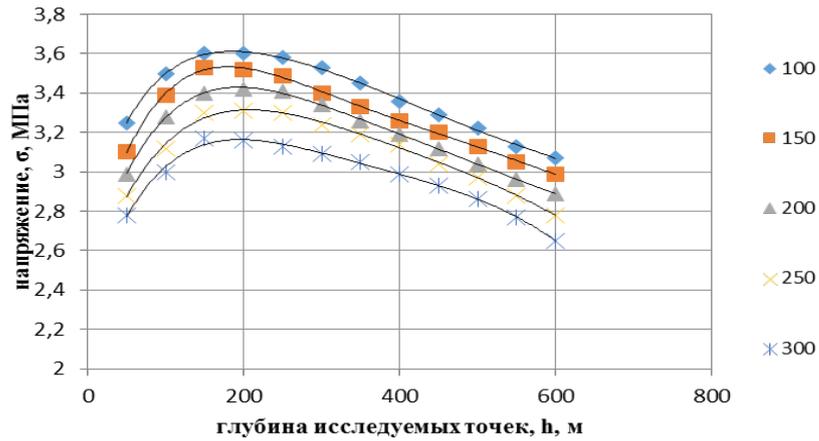


Рисунок 4.42 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 300 м, при линии с углом 67,5 град.)

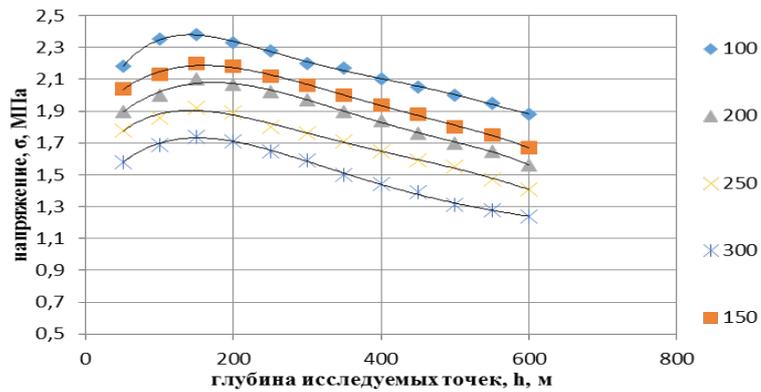


Рисунок 4.43 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 300 м, при линии с углом 45 град.)

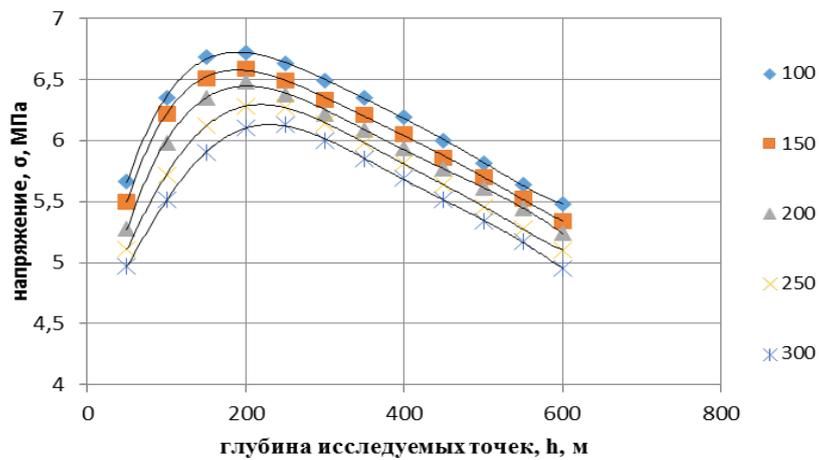


Рисунок 4.44 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 300 м, при линии с углом 90 град.)

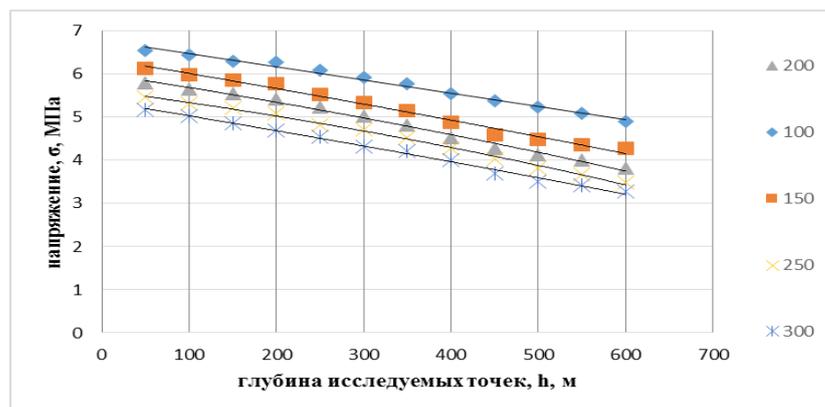


Рисунок 4.45 – График зависимости значений напряжения в зависимости от глубины расположения исследуемых точек (при глубине карьера 300 м, при линии с углом 0 град.)

На рисунке 4.31 при глубине измерения 50 м для карьера глубиной 100 м и при радиальном направлении карьера 22,5 градусов, минимальное напряжение составляет 3,3 МПа, далее до глубины исследуемой точки 100 м идет рост напряжения и оно составляет 4,2 МПа. На интервалах исследуемых точек 100-200 м напряжение держится в пределах 3,8 МПа – 4,4 МПа, после исследуемой точки 200 м идет плавное снижение напряжения. Данное явление связано с тем, что, пик напряжения достигается в зоне максимального влияния открытой выработки, в данном случае – при глубине исследуемой точки 100-200 м. Далее по мере удаления местоположения ствола от борта карьера идет перераспределение и напряжение снижается.

Аналогичную картину можно наблюдать на рисунках (графики) 4.32-4.34, 4.35-4.39, 4.41, 4.42, 4.44, 4.45.

На рисунке 4.35 при глубине карьера 100 м и при радиальном направлении с углом 0 градусов (другими словами, по длинной оси карьера), минимальное напряжение при исследуемой точке 50 м составляет 2,38 МПа, а максимальное напряжение 2,75 МПа. На глубине исследуемой точки 450 м минимальное напряжение составляет 1,38 МПа, максимальное напряжение 1,98 МПа. Здесь наблюдается другая картина, от исследуемой точки 50 м идет постепенное снижение напряжений. Это связано с тем, что нижний конечный контур карьера находится относительно на большие расстояния от ствола. Аналогичная картина наблюдается на графике 4.40 при глубине карьера 200 м и при радиусе карьерного поля 0 градусов.

Как известно, увеличение глубины разработки открытых горных работ, также и подземных работ сопровождается изменением физико-механических свойств горных пород, и проявляется НДС массива, появляются открытые карьерные пространство и зоны сдвижения горных пород, т.е. возникает новый техногенный фактор воздействия. Вокруг выработанного пространства появляются зоны скольжения, деформация бортов карьера. В связи с этим происходит обрушение горных пород. По зонам скольжения можно определить зоны деформации, где не рекомендуется размещать вертикальную ствол. Как

уже отмечалось во 2-м разделе диссертации при расчете устойчивости бортов карьера используется расчет круглоцилиндрической поверхности скольжения.

Результаты математического моделирования по всем радиальным направлениям карьера (рисунок 4.35, 4.40, 4.45) показали, что наименьшее напряжение представлены на графиках при радиальном направлении с углом 0 град.

Как было отмечено выше, пик напряжённо-деформированного состояния массива вблизи вертикального ствола достигается в зоне максимального влияния карьерного пространства на исследуемых точках от 100 до 200 м в глубину. В связи с этим при строительстве шахтного вертикального ствола надо обратить внимание на эти напряженные зоны. Так как может происходить разрушение и деформирование горных пород вокруг вертикального ствола, и может понадобится крепление ствола, чтобы продлить его эксплуатационную способность. Также при выборе безопасного местоположения ствола необходимо учитывать: рельеф поверхности; подземные воды; неоднородность горных пород; поверхностные сооружения и объекты.

4.2 Разработка обобщенной методики выбора безопасного места заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений

На основе проведенных научно-экспериментальных работ по определению расстояния отстояния ствола от края отработанного карьера в АО «Жайремский ГОК» при отработке месторождения комбинированным способом, а также результатов численного моделирования НДС массива вблизи вертикальных выработок при комбинированной разработке месторождения, физико-механические свойства горных пород которых взяты для условий аналогичных месторождению «Акжал» и результатам использования научных исследований ряда ученых по вопросам оценки устойчивости подработанных бортов и уступов карьера и оценки возможности открыто-подземной разработки на основе определения граничного коэффициента вскрыши и конечного контура карьера и др. была разработана обобщенная методика выбора безопасного места заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений (основные положения) (Приложение Е).

Обобщенная методика выбора безопасного местоположения вертикального шахтного ствола при комбинированной разработке месторождений включает в себя совокупность следующих основных этапов:

- обзора и анализа горно-геологических и горно-технических факторов конкретного месторождения, находившегося ранее в отработке открытым способом;
- оценки состояния поверхности месторождения (рельеф местности, застроенность, наличие объектов и коммуникаций, водоемов и др.);
- оценки параметров карьера (открытого карьерного пространства) и геомеханической зоны влияния карьера (зон разрушения и сдвижения пород вокруг карьера);

- анализа характера залегания подкарьерных запасов полезного ископаемого и ее размеров (глубины и углов залегания, запасов полезного ископаемого, формы наличия геологических нарушений) и др.

- анализа классификации способов комбинированной разработки и схем подземного вскрытия подкарьерных запасов месторождения с оценкой достоинств и недостатков каждой возможной системы вскрытия;

- постановки и уточнения главных инженерных и геомеханических задач, составляющих научно-методическую основу выбора безопасного места заложения вертикального шахтного ствола;

- выбора наиболее эффективной схемы вскрытия и безопасного расположения вскрывающих выработок (вертикального ствола) относительно поверхности и самого месторождения, определение их числа при вскрытии подкарьерных запасов;

- расчет устойчивости карьерных откосов с целью обоснования безопасной зоны для геомеханической модели неоднородного откоса с использованием методики расчета для геомеханической модели неоднородного массива по классификации проф. Шпакова П.С.;

- установление области сдвижения горных пород по методике КарГТУ с использованием специальной программы расчета на ЭВМ (авт. Шпаков П.С.);

- обоснование величины отстояния ствола от верхней бровки борта карьера с установлением области сдвижения горных пород по методике КарГТУ;

- определение места заложения ствола по методике ОС БАБО (Омирзак Сабденбекулы «Бірлік алаңшадағы бағанның орнықтылығы»;

- численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива вблизи вертикальных выработок при комбинированной разработке.

Разработанная обобщенная методика выбора безопасного места заложения вертикальных стволов при комбинированной разработке месторождений может применяться для месторождений полезных ископаемых, которые планируют осуществлять переход с открытых горных работ на подземные работы.

Результаты моделирования НДС для круглой и эллипсоидной формы карьера при комбинированной разработке показывает, что можно решать эффективно вопросы определения области безопасного и безопасного места расположения главного вертикального шахтного ствола с учетом техногенного воздействия отработанного карьерного пространства и геомеханического состояния пород в прикарьерной зоне, в которой массив подвержен разрушению.

Для более точной оценки эффективности выбора места расположения вертикальных шахтных стволов необходимо учитывать возможные риски в принятии технологического решения.

4.3 Выводы по разделу 4

1. Проведены исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг вертикальных стволов методом конечных элементов с построением геомеханических моделей. Для проведения

математического численного моделирования использован программный комплекс ANSYS Workbench. Выбранный метод позволяет учесть множество физико-механических свойств горных пород, геологию и структуру массива, форму и размеры исследуемой модели.

2. Исходными данными для расчета НДС массива являются, в основном геологические и структурно-тектонические особенности, физико-механические свойства горных пород, а также параметры карьера. Цель эксперимента состоит в определении влияния геометрической формы карьера на местоположения вертикального ствола. Задача исследований – оценка НДС массива горных пород при комбинированной разработке месторождений.

3. Для оценки напряженно-деформированного состояния рассматриваемого объекта использованы следующие данные: предел прочности пород на сжатие – $\sigma_{сж}$; предел прочности пород на растяжение – $\sigma_{р}$; модуль деформации породного массива - E ; угол внутреннего трения - φ ; коэффициент сцепления пород - $K_{сц}$; объемный вес породы – γ . Решение конечно-элементной модели поставленной краевой задачи осуществляется программой ANSYS в три этапа. Моделирование проводилось для круглой и эллипсоидной формы карьера.

4. По численным результатам в соответствии с полученными графиками для круглой формы карьера видно, что минимальное напряжение наблюдается на расстоянии 300 м от края вертикального ствола до контура карьера. Но безосновательное отдаление ствола влечет рост капитальных затрат на проведение, транспортирование, вентиляцию и др. поэтому для нашего случая это величина составляет 100 м.

5. Для проведения моделирования при эллипсоидной форме карьера, моделирующий объект был разделен на 4 части. Для расчета выбрали одну часть карьера радиусами: $0^{\circ}C$, $22.5^{\circ}C$, $45^{\circ}C$, $67,5^{\circ}C$, $90^{\circ}C$. При радиальном направлении с углом $0^{\circ}C$ наблюдается плавное снижение напряжений.

6. Результаты моделирования НДС для круглой и эллипсоидной формы карьера показали, что можно решить вопрос по определению места расположения главного вертикального шахтного ствола с учетом нового фактора техногенного воздействия - открытого карьерного пространства. Из построенных графиков видно, что наименьшее расстояние отстояния вертикального ствола составляет 100 м с учетом допусков по ТБ. В этих пределах можно наблюдать минимальное напряжение.

7. Разработана обобщенная методика выбора безопасного места заложения вертикальных стволов при комбинированной разработке месторождений, которая может применяться для месторождений полезных ископаемых, планирующих осуществлять переход с открытых горных работ на подземные работы. Методика согласована с ТОО «Nova-Цинк» и утверждена НАО «Карагандинский технический университет»

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационная работа является законченным научным трудом, в которой содержится решение важной научно-технической задачи - разработка и обоснование методических положений и научно-технических рекомендаций по определению безопасного места заложения вертикального ствола в условиях комбинированной разработки рудных месторождений.

Основные научные и практические результаты исследований заключаются в следующем:

1. Установлено, что при глубоком залегании полезных ископаемых в Казахстане и мире на месторождениях, особенно рудных, широко применяется комбинированный способ разработки – сначала отработка открытым способом верхней части месторождения, затем исходя из экономической целесообразности отработка подкарьерных запасов подземным способом.

2. Выявлено на основе анализа мировой практики, что на многих рудных месторождениях мира подкарьерные запасы чаще всего вскрываются вертикальными (до 70%), реже наклонными стволами, по сравнению с другими способами. Достоинствами способа вскрытия вертикальными стволами при комбинированной разработке месторождений связаны с сокращением срока строительства подземного рудника и его быстрее вводом в эксплуатацию.

3. Обоснована с научной точки зрения отличительная особенность комбинированного способа разработки: наличие нового техногенного фактора воздействия – открытого карьерного пространства и неопределенного геомеханического состояния пород прикарьерной зоны, принятого в работе в качестве основного признака нового научно-методического подхода в проведении исследований.

4. Разработана уточненная классификация способов подземного вскрытия при комбинированной разработке месторождений, позволяющая систематизировать научно-методические принципы и критерии установления области безопасного места заложения вертикальных стволов в условиях открыто-подземной разработки месторождений.

5. Апробированы в производственных условиях Жайремского месторождения на руднике «Ушкатын-3», разработанные в КарГТУ методические положения по выбору безопасного отстояния (местоположения) вертикального шахтного ствола от верхней бровки карьера, основанная на оценке устойчивости бортов карьера и процессов сдвижения горных пород в приконтактной зоне карьера.

6. Установлены расчетами на руднике «Ушкатын-3» зоны сдвижения Северной части с безопасными расстояниями 180 м; 165 м; 115 м; 0 м; -100 м. В ходе исследований установлена область возможных обрушений пород, в пределах которой не рекомендуется располагать вертикальные стволы. Расчетами были установлены безопасные расстояния и для других частей рудника: 123 м (для профильного разреза 1-1); 148 м (для разреза 2-2); 170 м (для разреза 3-3); 115 м (для разреза 4-4); 173 м (для разреза 5-5) с учетом глубины карьера, физико-механических свойств пород. Ближе указанных

расстояний не рекомендуется располагать вертикальный шахтный ствол.

7. Определены для условий рудника «Ушкатын-3» Жайремского ГОКа по методике профессора Сабденбекулы О. «ОС БАБО» по 5 профильным линиям разрезов зоны возможных обрушений (безопасные расстояния для размещения вертикального ствола), соответственно для каждого разреза: 160 м (для профильной линии 1-1); 120 м (для 2-2); 80 м (для 3-3); 10 м (для 4-4); 10 м (для 5-5). Вертикальный ствол должен располагаться за границей области возможных обрушений, определенной по указанной методике. Для определения места заложения вертикального ствола учитывались горно-геологические условия месторождения и геологические разрезы.

8. Разработана математическая модель напряженно-деформированного состояния массива вблизи вертикальных выработок при комбинированной разработке месторождений с использованием метода конечных элементов. Метод конечных элементов позволяет учесть физико-механические свойства горных пород, форму и размеры исследуемой модели. Численное моделирование НДС массива, позволяет оценить степень воздействия нового техногенного фактора - открытого карьерного пространства на расположения вертикальных стволов. Численное моделирование произведено с помощью программного комплекса ANSYS Workbench. Определено влияние геометрической формы карьера на местоположение вертикального шахтного ствола при комбинированной разработке месторождений.

9. Установлены закономерности и получены графики зависимости значений напряжений в зависимости от глубины расположения исследуемых точек при глубине карьера 200, 300, 400 м для круглой формы карьера и 100, 200, 300 м для эллипсоидной формы карьера. Результаты математического моделирования показали, что на интервалах исследуемых точек от 100 до 250 м наблюдается рост напряжений, а затем плавное снижение напряжения, что объясняется тем, что пик напряжения достигается в зоне максимального влияния открытой разработки, чем подтверждается влияние нового техногенного фактора воздействия открытого карьерного пространства.

10. Разработана обобщенная методика выбора безопасного местоположения вертикального шахтного ствола при комбинированной разработке месторождений, которая рекомендуется для применения на месторождениях полезных ископаемых, планирующих в будущем осуществлять переход с открытых горных работ на подземные работы. Методика согласована с ТОО «Nova-Цинк» и утверждена НАО «Карагандинский технический университет»

Результаты научных исследований, полученные в диссертации, рекомендованы для использования в производственных условиях месторождения «Акжал» ТОО «Nova-Цинк».

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 ГОСТ Р 57188-2016. Численное моделирование физических процессов. Термины и определения. – Введ. 2018-11-29. – Москва: Изд-во, 2018. – 8 с.
- 2 Салыкова Р.М., Бижанов К.Б. Техничко-экономический расчет по выбору оптимальной схемы вскрытия Западного участка месторождения «Нурказган»: пояснительная записка / ТОО «Корпорация Казахмыс» – Жезказган: Головной проектный институт, 2014. - 68с.
- 3 Шайхин А.Ж., Ахметов А.Т. Проект отработки запасов Западного участка «Нурказган» комбинированным способом / ТОО «Корпорация Казахмыс». – Жезказган: Жезказганский проектный институт, 2008. – 50 с.
- 4 Айтенов Г.К., Ахметов А.Т. Проект промышленной разработки месторождения «Ушкатын-3» комбинированным способом: пояснительная записка / АО «Жайремский ГОК». – Астана: ТОО КАЗГенПроект-1, 2013. – Т. 1, кн. 1. – 54 с.
- 5 Судариков А.Е., Бахтыбаев Н.Б. Определение безопасного местоположения ствола с учетом устойчивости бортов карьера: / Жайремский ГОК. – Караганда: КарГТУ, 2010. – 90 с.
- 6 Хиврич Г.А., Прохоров А.Ю.. Проект промышленной отработки запасов месторождения «Акжал» подземным способом / КАЗГИПРОЦВЕТМЕТ. – Усть-Каменогрск: Казгипроцветмет, 2013. – Т. 2, кн. 1. – 182 с.
- 7 Кузнецов М.А., Громов В.В. и др. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород / ВНИМИ – Л., 1986. – 74 с.
- 8 Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. – Изд. 2- пере. и доп. – М.: Недра, 1972. – 328 с.
- 9 Баизбаев М.Б. Разработка технологических решений перехода на комбинированную геотехнологию отработки крутопадающих рудных месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22. – Караганда: КарГТУ, 2010. – 132 с.
- 10 Исабек Т.К., Баизбаев М.Б., Абеуов Е.А. Комбинированная разработка рудных залежей: монография. – Караганда: КарГТУ, 2016. – 130 с.
- 11 Выбор метода разработки и вскрытие Малеевского месторождения // www.ektu.kz/.../Лекция%208%20Выбор%20метода%20разработки. 16.09.2016.
- 12 Вскрытие и промышленная разработка Тишинского месторождения // <http://5fan.ru/wievjob.php?id=72684>. 16.09.2016.
- 13 Рыльникова М.В., Калмыков В.Н., Ивашов Н.А. Вскрытие при комбинированной разработке медно-колчеданных месторождений // Горная промышленность. – 2003. – №2. – С. 35-41.
- 14 Исабек Т.К., Зейтинова Ш.Б., Ескенова Г.Б. Аралас геотехнологиядағы жерасты ашу тәсілдерінің классификациялануы және жүйеленуі // Вестник НАГН. – 2019. – №7. – С. 29-36.
- 15 Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная

геотехнология. – М.: Руда и металлы, 2003. – 560 с.

16 Исабек Т.К., Зейтинова Ш.Б. Кен орнын өндіруде аралас геотехнологияларға ауысу жөніндегі кейбір мәселелер // Новости науки Казахстана. – 2018. – №4(138). – С. 100-107.

17 Ивашов Н.А. Обоснование способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров // Вестник МГТУ им.Г.И.Носова. - 2007. – №1. – С. 9-13.

18 Комплексная разработка приконтурных запасов на карьерах // <http://add.coolreferat.com/docs/index-1487.html>. 12.12.2016.

19 Агошков М.И., Воронюк А.С., Громько А.А. Методика сравнения и выбора схем вскрытия мощных рудных месторождений вертикальными и наклонными рудоподъемными выработками. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1968. – 44 с.

20 Капустин Н.Г., Квон С.С. Основы проектирования шахт. – М.: Недра, 1964. – 267 с.

21 Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М.: Изд. МГГУ, 2003. – 778 с.

22 Сагинов А.С., Квон С.С. Новый метод исследования и рациональные способы вскрытия шахтных полей. – М.: Недра, 1971. – 152 с.

23 Сагинов А.С. Проблемы разработки угольных пластов Карагандинского бассейна. – Алма-Ата: Наука, 1976. – 330 с.

24 Беркалиев Б.Т., Хамимолда Б.Ж. Проблемы комплексного освоения недр. – Караганда: 1999. – 326 с.

25 Городецкий П.И. Проектирование горнорудных предприятий. – М.: Металлургиздат, 1949. – 450 с.

26 Беркалиев Б.Т., Тутанов С.К., Камаров Р.К., Баизбаев М.Б., Камаров Н.Р. Технологические схемы разработки крутопадающих малой и средней мощности рудных залежей // Труды Университета. Караганда - 2004. – №3(16). – С. 10-13.

27 Зейтинова Ш.Б. Аралас геотехнология кезінде шахталық оқпандарды орналастыру орындарын таңдау сұрақтары // Тр. междунар. науч.-практ. конф. «Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации» (Сагиновские чтения №10). – Караганда, 2018. – Ч. 4. – С. 145-146.

28 Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений. – М.: Горное образование, 2008. – 360 с.

29 Калмыков В.Н., Рыльникова М.В., Зиннуров А.В., Ивашов Н.А. Технологические решения по переходу Сибайского рудника на комбинированную технологию освоения запасов // Горный информ.-аналит. бюл. – 2000. – №8. – С. 150-153.

30 Рыльникова М.В., Ивашов Н.А., Калмыков В.Н. Оценка геомеханического состояния массива Сибайского месторождения при выемке запасов открыто-подземного яруса // Геомеханика в горном деле – 2000: тез. докл. междунар. конф. – Екатеринбург ИГД УРО РАН, 2000. – С. 32-33.

31 Рыльникова М.В., Калмыков В.Н., Ивашов Н.А. Вскрытие при комбинированной разработке медно-колчеданных месторождений // Горная

промышленность. – 2003. – №2. – С. 38-42.

32 Рыльникова М.В., Калмыков В.Н., Ивашов Н.А. Эффективные схемы вскрытия и комбинированной отработки рудных месторождений // Недропользование XXI век. – 2007. – №2. – С. 52-54.

33 Демидов Ю.В. Концепция и научные проблемы комбинированной разработки мощных рудных месторождений Кольского полуострова // Открыто-подземная разработка мощных рудных месторождений: сб. ст. – Апатиты, 1995. – С. 5-9.

34 Демидов Ю.В. О классификации систем комбинированной разработки рудных месторождений // Горный журнал. – 1995. – №4. – С. 16-19.

35 Калмыков В.Н., Ивашов Н.А. Особенности вскрытия месторождений при освоении их комбинированным способом // Подземная разработка мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 1999. – С. 6-10.

36 Каплунов Д.Р., Левин В.И., Болотов Б.В. и др. Развитие подземной добычи при комплексном освоении месторождений. – М.: Наука, 1992. – 253 с.

37 Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Концептуальная модель и принципы проектирования освоения рудных месторождений комбинированным способом // Горный информ.-аналит. бюл. – 1999. – №3. – С. 56-61.

38 Каплунов Д.Р., Юков В.А. Геотехнология перехода от открытых к подземным горным работам. – М.: Горная книга, 2007. – 267 с.

39 Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Проектирование формирования и развития горнотехнических систем при комбинированной геотехнологии // Горный информационноаналитический бюллетень. 2015. Спецвыпуск № 45-1. Открытые горные работы в XXI веке-1. С. 229–240.

40 Терентьев В.И., Юхименко В.Д., Щелканов В.А. и др. Рекомендации по открыто-подземной отработке прибортовых запасов руд на карьерах Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1988. – 29 с.

41 Мещеряков Э.Ю. К вопросу классификации способов комбинированной разработки месторождений // Горный информ.-аналит. бюллетень. – 1997. – №3. – С. 61-66.

42 Рыльникова М.В. Технология комплексного освоения месторождений комбинированным способом: монография. – Магнитогорск: МГТУ, 1998. – 1135 с.

43 Рыльникова М.В., Гордеев А.И. Экономический анализ технических решений при разработке законтурных запасов карьеров подземным способом // Разработка мощных рудных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск: МГТУ 1999. – С. 22-32.

44 А.С. 1314061 СССР. Способ комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых / Г.М. Малахов, А.Д. Черных и др.; опубл. 30.05.87, Бюл. №20. – 3 с.

45 А.с. 690181 СССР. Способ комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых / В.И. Терентьев, В.В. Куликов и др.;

опубл. 05.10.79, Бюл. №37. – 2 с.

46 Калмыков В.Н., Рыльникова М.В., Зинуров А.В., Ивашов Н.А. Технологические решения по переходу Сибайского рудника на комбинированную геотехнологию освоения запасов // Горный информ.-аналит. бюл. – 2000. – №8. – С. 150-153.

47 Трубецкой К.Н. О совместном вскрытии карьерного и шахтного полей при комбинированной разработке месторождений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1968. – №4. – С. 58-63.

48 Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А. Методы оценки эффективности инвестиций горных предприятий // Горный журнал. – 1993. – №2. – С. 3-11.

49 Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1974. – 232 с.

50 Щелканов В.А. Подземные горные выработки на карьерах. – М.: Недра, 1982. – 128 с.

51 Управление геомеханическими процессами при комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых // [http://5fan.ru/wievjob .php?id=21855](http://5fan.ru/wievjob.php?id=21855). 03.06.2017.

52 Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965. – 378 с.

53 Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений / М-во цв.мет. СССР. Горное управление: ВНИМИ, ВНИПИГорцветмет. – Москва, 1988. – 112 с.

54 Долгоносков В.Н. Разработка аналитических способов расчета устойчивости карьерных откосов: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.16. – Караганда: КарГТУ, 2010. – 339 с.

55 Исабек Т.К., Зейтинова Ш.Б., Бахтыбаев Н.Б., Имашев А.Ж. Басты оқпанның орналасу орнын табуға әсер ететін факторлар // Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации (Сагиновские чтения №7): тр. междунар. науч.-практ. конф. –Караганда, 2015. – Ч. 2. – С. 147-149.

56 Исабек Т.К., Зейтинова Ш.Б., Жүніс Г.М. Краткий обзор существующих решений по определению оптимального места заложения шахтного ствола // Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации (Сагиновские чтения №8): тр. междунар. науч.-практ. конф. – Караганда, 2016. – Ч. 3. – С. 50-51.

57 Шевяков Л.Д. Основы теории проектирования угольных шахт. – М.; Л., 1950. – 324 с.

58 Выбор места заложения основной вскрывающей выработки по оптимальной работе транспорта и фактору сдвижения горных пород. Принципы определения границ карьеров // <http://helpiks.org/5-32050.html>. 05.05.2019.

59 Исабек Т.К., Зейтинова Ш.Б. Обзор существующих решений по определению оптимального расположения главных стволов шахт //

Scientific horizons. – 2016. – Vol. 9. – P. 41-43.

60 Место заложения основной вскрывающей выработки // <http://mybiblioteka.su/tom2/5-82984.html>. 15.05.2019.

61 Вскрытие вертикальными стволами. Расположение стволов в шахтном поле и выбор места их заложения // <http://poznayka.org/s80594t1.html>. 12.09.2017

62 Гелюта Е.З., Нурмухамедов Ю.К. Горное дело. – М.: Недра, 1965. – 591 с.

63 Исабек Т.К. Методические указания к курсовому проекту по дисциплине «Проектирование рудных и угольных шахт» для студентов специальности 5В050707 «Горное дело». – Караганда: КарГТУ, 2010. – 29 с.

64 Зейтинова Ш.Б., Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Куттыбаев А.Е. Научный подход к определению места заложения шахтного ствола // Горный журнал Казахстана. – 2017. – №12. – С. 4-7.

65 Худей М., Вуйнич С., Радосавлевич М. Выбор местоположения главного шахтного ствола с помощью мультимодельного анализа // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – №6. – С. 127-132.

66 Зейтинова Ш.Б., Исабек Т.К. Анализ существующих решений по определению места заложения ствола // Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации (Сагиновские чтения №9): тр. междунар. науч.-практ. конф. – Караганда, 2017. – Ч. 3. – С. 74-76.

67 Yu Q., Ma J., Shimada H., Sasaoka T. Influence of Coal Extraction Operation on Shaft Lining Stability in Eastern Chinese Coal Mines // Geotechnical and Geological Engineering – 2014. – Vol.32 – P. 821-827.

68 Bi S., Lou X., Xu B. On the mechanism of coal mine shaft damage caused by subsidence in Xuhuai area, Southeast China // Commun Nonlinear Sci Numer Simul. – 1997. – Vol. 2(2). – P. 75-80.

69 Daemen J.J.K. The effect of protective pillars on the deformation of mine shafts // Rock Mech Rock Eng. – 1972. – Vol. 2(4). – P. 89-113.

70 Арсентьев А.И., Полищук А.К. Развитие методов определения границ карьеров. – Л.: Наука, 1967. – 93 с.

71 Арсентьев А.И. Разработка месторождений твёрдых полезных ископаемых открытым способом. – СПб.: С-ПГИ, 2009. – 137 с.

72 Сысоев А.А. Оценка граничного коэффициента вскрыши на стадии предпроектных исследований // Вестник КузГТУ. – 2004. – №4. – С. 46-48

73 Рыльникова М.В., Петрова О.В. Выявление и оценка факторов риска при выборе технологических схем освоения месторождений комбинированной геотехнологией // Горный информ.-аналит. бюл. – 2001. – №4. – С. 180-186.

74 Айтенов Г.К., Ахметов А.Т. Проект промышленной разработки месторождения «Ушкатын-3» комбинированным способом: пояснительная записка / АО «Жайремский ГОК». – Астана: ТОО КАЗГенПроект-1, 2013. – Т. 1, кн.2. – 88 с.

75 Issabek T.K., Imashev A.Zh., Bakhtybaev N.B., Zeitinova Sh.B. To the

problem of selecting vertical shafts location with combined geotechnology of developing deposits // Naukovi Visnyk. – 2019. – №2. – P. 5-12.

76 Issabek T.K., Takhanov D.K., Imashev A.Zh., Zeitinova Sh.B. Deffining vertical shaft location according to OS BABO (Block stability in unit area) methodology // Горный журнал Казахстана. – 2018. – №5. – С. 2-23.

77 Методические указания по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений: утв. приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от 22 сентября 2008 года, №39 // <https://referatdb.ru/geografiya/90738/index.html>. 15.07.2020

78 Шпаков П. С. Маркшейдерское обоснование геомеханических моделей и разработка численно-аналитических способов расчета устойчивости карьерных откосов: автореф. ... док. техн. наук. – Л., 1988. – 40 с.

79 Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Ожигин С.Г., Омаров С.Т. Расчет устойчивости реальных карьерных откосов для геомеханической модели неоднородного массива // Горный журнал. – 1991. – №9. – С. 51-55.

80 Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах // Министерство топлива и энергетики РФ. – С-Петербург 1998 // <https://files.stroyinf.ru/Data2/1/4293827/4293827109.htm>. 15.02.2020

81 Колоколов С.Б. Численный анализ разрушения массива вокруг выработки // Физико-технические проблемы разработки подземных ископаемых. – 1988. – №5. – С. 114-117.

82 Попов В.Н., Шпаков П.С., Юнаков Ю.Л. Управление устойчивостью карьерных откосов: учебник. – М.: Горная книга, 2008. – 683 с.

83 Сабденбекулы О., Жунусова Г.Е., Старостина О.В., Оленюк С.П. Определение границ зон деформаций породного массива//Труды Университета. – 2010. - №2(39). – С.52-54

84 Dyomin V.F., Nemova N.A., Dyomina T.V., Zeytinova Sh.B. Control over geomechanical processes intended to improve a coal-and-rock massif stability // Naukovi Visnyk. – 2016. – №2(152). – P. 5-10.

85 Бруйка В.А. Инженерный анализ в Ansys Workbench: уч. пос. – Самара: Самар. гос Workbench. техн. ун-т, 2010. – 271 с.

86 Лысков И.А., Шустов Д.В. Прогноз напряженно-деформированного состояния борта карьера методом конечных элементов при разработке Чусовского месторождения флюсовых известняков // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Геология, нефтегазовое и горное дело. – 2009. – №4. – С. 74-82.

87 Бегалинов А.Б., Сердалиев Е.Т., Абаканов А.Т. Решение задач геомеханики на программном комплексе Ansys // Горный журнал Казахстана. – 2013. – №12. – С. 22-27.

88 Зейтинова Ш.Б., Исабек Т.К., Имашев А.Ж., Куттыбаев А.Е. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород вблизи вертикального ствола // Горный журнал Казахстана. – 2018. – №10. –

С. 18-22.

89 Зейтинова Ш.Б., Ыдырыс Ә.Ш., А. Coffi Adoko. Ansys Workbench бағдарламасының көмегімен тік қазбаларды математикалық сандық моделдеуді жүргізу // Тр. междунар. науч.-практ. конф. «Интеграция науки, образования и производства – основа реализации Плана нации» (Сагиновские чтения №12). – 2020. – Ч. 1. – С. 1231-1233.



БҮЙРЫҚ

4 сәуірі 2019ж

Қарағанды қаласы

ПРИКАЗ

№ 79

қарай Қарағанды

Департамент науки и инноваций

О создании рабочей группы
на выполнение НИР по
грантовому финансированию

ПРИКАЗЫВАЮ:

1. Для выполнения научно-исследовательской работы по теме №АР05135203 «Разработка интеллектуальных информационных систем для расчета технологических параметров процессов горного производства» договора № 198-12 от 16.03.2018г., заключенного с Комитетом науки МОН РК сформировать с 03.01.2019 года рабочую группу в составе:

№	Ф.И.О. исполнителя	Должность
1.	Исабек Туяк Копсайұлы	научный руководитель, д.т.н., профессор каф. РМПИ
2.	Демин Владимир Федорович	ответственный исполнитель, д.т.н., профессор каф. РМПИ
3.	Журов Виталий Владимирович	к.т.н., ст. преподаватель каф. ВМ
4.	Абеуов Еркебулан Айтуганович	к.т.н., доцент каф. РМПИ
5.	Баизбасв Махмед Бейсембекович	к.т.н., доцент каф. РМПИ
6.	Смагулова Асемгуль Сериковна	к.т.н., ст. преподаватель каф. ИВС
7.	Хуанган Нурбол	доктор PhD, зав. каф. ПТ
8.	Таханов Даулет Куатович	к.т.н., ст. преподаватель каф. РМПИ
9.	Мусин Равиль Альтавович	м.т.н., ст. преподаватель каф. РМПИ
10.	Жумабеков Марат Ныгметжанович	ст. преподаватель каф. РМПИ
11.	Зейтинова Шолпан Бекжигитовна	м.т.н., ст. преподаватель каф. РМПИ
12.	Абдиева Лаззат Макашевна	зав. лаб. каф. РМПИ
13.	Хусан Болатхан	докторант гр. ГДД-18-1 каф. РМПИ
14.	Барсуков Сергей Вячеславович	докторант гр. ГДД-18-2 каф. РМПИ
15.	Халикова Эльвира Равиловна	докторант гр. ГДД-17-2 каф. РМПИ
16.	Шонтаев Аскар Джолымбаевич	докторант гр. ГДД-17-2 каф. РМПИ
17.	Томилов Александр Николаевич	докторант гр. ГДД-17-2 каф. РМПИ
18.	Народхан Дасжан	докторант гр. ГДД-18-1 каф. РМПИ

001423

19.	Ивадилинова Дина Тулегеновна	докторант гр. ГДД-16-1 каф. РМПИ
20.	Айтпасва Арайлым Рымбековна	докторант гр. ГДД-16-1 каф. РМПИ
21.	Альжапарова Асемгуль Тлебековна	магистрант гр. ИСМ-18-1 каф. ИВС
22.	Демшинов Румиль Биалетдинович	магистрант гр. ГДМ-18-2 каф. РМПИ
23.	Кан Валентин Андреевич	магистрант гр. ГДМ-18-2 каф. РМПИ
24.	Орынбек Ербол Ерланұлы	магистрант гр. ГДМ-18-1 каф. РМПИ
25.	Акимбаев Арман Аканович	магистрант гр. ГДМ-18-2 каф. РМПИ
26.	Хохлов Михаил Иванович	магистрант гр. ГДМ-18-2 каф. РМПИ
27.	Пак Александр Викторович	магистрант гр. ГДМ-18-2 каф. РМПИ
28.	Амангельді Ләйла Бағдатқызы	студент гр.ГД-16-3 каф. РМПИ
29.	Ыдырыс Әсель Шоханқызы	студент гр.ГД-16-3 каф. РМПИ

2. Обязать **Исабека Т.К.**, научного руководителя проекта:

2.1 Обеспечить выполнение НИР в соответствии с календарным планом работ договора №198 от 16.03.2018г.;

2.2 Направлять средства грантового финансирования на расходы, непосредственно связанные с реализацией НИР, в соответствии с требованиями установленными законодательством;

2.3 В срок не позднее **1 ноября 2019 года** представить промежуточный (годовой) отчет о реализации НИР по ГОСТ 7.32-2001 в трех экземплярах;

2.4 В срок не позднее **10 декабря 2019 года** представить отчет об использовании выделенных средств, акт выполненных работ согласно календарному плану и решение Национального научного совета.

В случае неэффективного и несобоснованного использования средств грантового финансирования, научный руководитель несет ответственность в установленном законодательством порядке.

3. Контроль за исполнением данного приказа возложить на проректора по НР **С. Ожигина**.

Основание: служебная записка науч. рук. **Исабека Т.К.**, разрешение ректора.

Первый проректор

 А. Исагулов

Приказ визируют:
Проректор по НР

 С. Ожигин

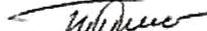
Главный бухгалтер

 А. Абильтусупова

Директор ДАР

 М. Кожухова

Научный руководитель проекта

 Т. Исабек

Приказ вносит:
Директор ДНИИ

 Г. Сейткасымова

Исп.: Д. Ашимова
Тел.: (721-2) 56-68-22
E-mail: dn-kstu@mail.ru

ПРИЛОЖЕНИЯ Б

СПРАВКА О ВНЕДРЕНИИ результатов диссертационной работы докторанта Зейтиновой Шолпан Бекжигитовны

Мы, нижеподписавшиеся, исполнители хоз.договорной темы 2010 г. «Геомеханическое обоснование устойчивости пород при комбинированном способе отработки рудных тел на руднике «Ушкатын-3», заведующий НИЛ, к.т.н. Бахтыбаев Н. Б.; к.т.н. Таханов Д. К., доктор PhD Имашев А. Ж. подтверждаем, что при выполнении научно-исследовательской работы «Определение безопасного местоположения ствола с учетом устойчивости бортов карьера» принимала участие преподаватель кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» КарГТУ Зейтинова Шолпан Бекжигитовна. В ходе научно-исследовательских работ с ее участием получены следующие результаты:

- для условий данного месторождения проведены расчеты допустимой величины отстояния вертикального ствола от верхней бровки Западного борта карьера «Ушкатын - 3». Была разработана специальная программа расчета ЭВМ, которая выполнялась по пяти линиям разрезов;

- проведен анализ с учетом глубины карьера, физико-механических свойств пород в местах прохождения разрезов, определена зона возможных обрушений, за пределами которой не рекомендуется располагать вертикальный ствол;

- в условиях указанного месторождения опробирована универсальная методика определения места расположения ствола ОС БАБО, разработанная проф. КарГТУ О. Сабденбекулы.

Зав. кафедрой РМПИ
доктор PhD (исполнитель х/д темы)

А. Ж. Имашев

Директор департамента
инновационно-предпринимательской
деятельности КарТУ, к.т.н.
(исполнитель х/д темы)



Н. Б. Бахтыбаев

Доцент кафедры РМПИ, к.т.н.
(исполнитель х/д темы)

Д. К. Таханов





Утверждаю
Исполнительный директор
НАО КартУ

А.З. Исагулов
10 2020г.

АКТ ВНЕДРЕНИЯ результатов научно-исследовательской работы в учебный процесс

Настоящим актом подтверждается использование результатов диссертации Зейтиновой Шолпан Бекжигитовны «Научно-методические основы заложения шахтного ствола при комбинированной разработке рудных месторождений», представленной на соискание степени доктора философии (PhD) по специальности 6D070700 «Горное дело».

Материалы диссертации используются в учебном процессе по дисциплине «Практическая геомеханика» для магистрантов специальностей 7M07203 «Горное дело» Карагандинского технического университета на кафедре «Разработка месторождений полезных ископаемых».

Зав.кафедрой РМПИ,
доктор PhD

А.Ж. Имашев

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Расчеты допустимой величины отстояния внешнего отвала от верхней бровки западного борта карьера «Ушкатын-3»

В условиях рудника «Ушкатын-3» АО «Жайремский ГОК» проводились расчеты допустимой величины отстояния внешнего отвала от верхней бровки западного борта карьера «Ушкатын – 3». Была разработана специальная программа расчета на ЭВМ, которые выполнялись по разрезам 1-1, 2-2, 3-3, 4-4, 5-5 (рисунки 1 - 4, таблицы 1 - 5), при этом минимально допустимая величина отстояния ствола от верхней бровки борта карьера была принята равной 123 м. По выполненным расчетам получены следующие результаты:

По выполненным расчетам получены следующие результаты:

1. По разрезу 1-1 глубина карьера составляет $H = 164,7\text{м}$ при угле наклона борта карьера $\alpha = 13,5^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 7,4, берма равна 103,1м.

2. По разрезу 2-2 глубина карьера составляет $H = 115,4\text{м}$ при угле наклона борта карьера $\alpha = 20,4^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 4,6, берма равна 96,4м.

3. По разрезу 3-3 глубина карьера составляет $H = 164,2\text{м}$ при угле наклона борта карьера $\alpha = 27,6^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 3,08, берма равна 96,3м.

4. По разрезу 4-4 расчетная глубина карьера составляет $H = 70,1\text{м}$ при угле наклона борта карьера $\alpha = 16^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 6,6, берма равна 82,8м.

5. По разрезу 5-5 глубина карьера составляет $H = 155,4\text{м}$ при угле наклона борта карьера $\alpha = 17,2^\circ$. Коэффициент устойчивости составляет 4, берма равна 115,4 м.

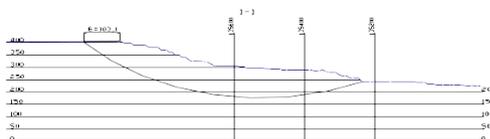


Рисунок 3.5 – Расчет по разрезу 1-1

Razrez 1-1 Ushkatyn III

Примечание – Составлено авторами Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Поклад Г.Г., Омаров С.Т.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

количество узловых точек

БОРТА $NN1= 22$

КОЛЛИЧЕСТВО СЛОЕВ $n1= 3$

контактов горных пород $nk= 2$

контакт N 1

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

652.5 0 0

666.1 155.7 0

контакт N 2

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

638.5 0 0

651.5 149.5 0

$cc= 54.46667$ $ffi= 39.64716$ $gg= 2.723333$

1 $c= 28.1$ $cw= 28.1$ $fi= 33$ $fiw= 33$ $g= 2.7$ $gh= 2.7$

2 $c= 107.2$ $cw= 107.2$ $fi= 27$ $fiw= 27$ $g= 2.71$ $gh= 2.71$

3 $c= 28.1$ $cw= 28.1$ $fi= 53$ $fiw= 53$ $g= 2.76$ $gh= 2.76$

yk 1.291303

yk .9314147

yk 1.005759

yk .9996912

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.З.У. ПО $FI= 7.398199$ К.З.У. ПО $C= 7.398199$

к.з.у по силам $n= .9996912$ $ffi= 51.33268$ $cc= 29.52527$

$gg= 2.752647$ $al= 13.47398$ $h= 164.7$ $B= 103.0964$ $r= 647.6923$ $h90= 3.43052$

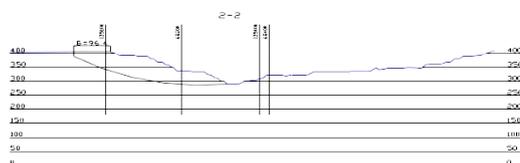


Рисунок 3.6 – Расчет по Разрез 2-2

Razrez 2-2 Ushkatyn III

Примечание – Составлено авторами Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Поклад Г.Г., Омаров С.Т.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

количество узловых точек

БОРТА $NNN1= 24$

КОЛИЧЕСТВО СЛОЕВ $n1= 18$

контактов горных пород $pk= 17$

контакт N 1

количество узловых точек $kb= 3$ $ni= 0$

815.3 0 0

830.1 55.1 0

844.8 110.2 0

контакт N 2

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

760.5 0 0

790.3 110.9 0

контакт N 3

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

709.6 0 0

739.6 111.5 0

контакт N 4

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

704.3 0 0

734.1 111.6 0

контакт N 5

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

625 0 0

655.1 112.6 0

контакт N 6

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

473.4 0 0

504.1 114.4 0

контакт N 7

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

437 0 0

467.9 114.9 0

контакт N 8

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

377 0 0

408 115.6 0

контакт N 9

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

340.8 0 0

372 116.1 0

контакт N 10

количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 316 0 0
 347.1 115.9 0
 контакт N 11
 количество узловых точек kb= 3 ni= 0
 287.5 0 0
 316.9 109.8 0
 318.8 115.3 0
 контакт N 12
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 220.2 0 0
 247.8 103.2 0
 контакт N 13
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 210.3 0 0
 237.3 100.7 0
 контакт N 14
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 172.7 0 0
 196.8 89.9 0
 контакт N 15
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 160.7 0 0
 182 79.1 0
 контакт N 16
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 123.9 0 0
 138.3 53.8 0
 контакт N 17
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 68.7 0 0
 80.9 45.4 0
 cc= 72.99443 ffi= 31.45629 gg= 2.703333
 1 c= 71.3 cw= 71.3 fi= 31 fiw= 31 g= 2.68 gh= 2.68
 2 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7
 3 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7
 4 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.7 gh= 2.7
 5 c= 26.4 cw= 26.4 fi= 32 fiw= 32 g= 2.7 gh= 2.7
 6 c= 33.6 cw= 33.6 fi= 32 fiw= 32 g= 2.68 gh= 2.68
 7 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 8 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 9 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 10 c= 33.6 cw= 33.6 fi= 32 fiw= 32 g= 2.68 gh= 2.68
 11 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71

12 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 13 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 33 fiw= 33 g= 2.7 gh= 2.7
 14 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 15 c= 33.6 cw= 33.6 fi= 32 fiw= 32 g= 2.68 gh= 2.68
 16 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 17 c= 107.2 cw= 107.2 fi= 27 fiw= 27 g= 2.71 gh= 2.71
 18 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 53 fiw= 53 g= 2.76 gh= 2.76

yk 1.406514

yk 1.035673

yk 1.011142

yk 1.000839

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.З.У. ПО FI= 4.622655 К.З.У. ПО С= 4.622656

к.з.у по силам n= 1.000839 ffi= 30.26852 cc= 85.38764

gg= 2.710831 al= 20.49095 h= 115.4 Б= 96.40486 r= 358.3304 h90=
 15.46238

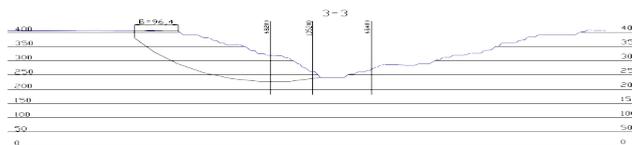


Рисунок 3.7 – Расчет по разрезу 3-3

Razrez 3-3 Ushkatyn III

Примечание – Составлено авторами Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Поклад Г.Г., Омаров С.Т.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

количество узловых точек

БОРТА NNN1= 23

КОЛЛИЧЕСТВО СЛОЕВ n1= 13

контактов горных пород nk= 12

контакт N 1

количество узловых точек kb= 2 ni= 0

652.7 0 0

696.7 163.5 0

контакт N 2

количество узловых точек kb= 3 ni= 0

523.3 0 0

565.9 159.1 0

567.4 164.5 0

контакт N 3

количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 512.6 0 0
 556.7 164.6 0
 контакт N 4
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 398.6 0 0
 443.9 169.1 0
 контакт N 5
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 345.2 0 0
 390.2 167.6 0
 контакт N 6
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 311.9 0 0
 356 164.4 0
 контакт N 7
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 250.6 0 0
 290.7 149.7 0
 контакт N 8
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 227 0 0
 266.4 146.9 0
 контакт N 9
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 167.9 0 0
 198.5 114.2 0
 контакт N 10
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 134.8 0 0
 163.3 106.3 0
 контакт N 11
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 82 0 0
 102.7 77.4 0
 контакт N 12
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0
 53.2 0 0
 71.9 69.8 0
 cc= 75.81538 ffi= 29.86514 gg= 2.702307
 1 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7
 2 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7
 3 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7
 4 c= 26.4 cw= 26.4 fi= 32 fiw= 32 g= 2.7 gh= 2.7

5 $c=33.6$ $cw=33.6$ $fi=32$ $fiw=32$ $g=2.68$ $gh=2.68$
 6 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 7 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 8 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 9 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 10 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 11 $c=33.6$ $cw=33.6$ $fi=32$ $fiw=32$ $g=2.68$ $gh=2.68$
 12 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 13 $c=107.2$ $cw=107.2$ $fi=27$ $fiw=27$ $g=2.71$ $gh=2.71$
 yk 1.462908
 yk .9832317
 yk 1.000478

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.З.У. ПО FI= 3.083289 К.З.У. ПО C= 3.08329

к.з.у по силам $n=1.000478$ $ffi=27.95197$ $cc=89.33075$

$gg=2.704686$ $al=27.64392$ $h=164.2$ $B=96.38453$ $r=415.2295$ $h90=25.42607$



Рисунок 3.8 – Расчет по разрез 4-4

Razrez 4-4 Ushkatyn III

Примечание – Составлено авторами Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Поклад Г.Г., Омаров С.Т.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

количество узловых точек

БОРТА $NN1=17$

КОЛИЧЕСТВО СЛОЕВ $n1=8$

контактов горных пород $nk=7$

контакт N 1

количество узловых точек $kb=2$ $ni=0$

485 -.4 0

502.9 66.3 0

контакт N 2

количество узловых точек $kb=2$ $ni=0$

316.3 -.3 0
335.1 70 0
контакт N 3

количество узловых точек kb= 2 ni= 0
280.4 -.2 0
299.5 70.7 0

контакт N 4
количество узловых точек kb= 2 ni= 0
259 -.2 0
278.2 71.2 0

контакт N 5
количество узловых точек kb= 2 ni= 0
211.9 -.2 0
228.4 61.6 0

контакт N 6
количество узловых точек kb= 2 ni= 0
69.9 -.1 0
78.5 31.9 0

контакт N 7
количество узловых точек kb= 2 ni= 0
38.4 0 0
45.1 25.2 0

cc= 45.5375 ffi= 34.31215 gg= 2.695
1 c= 52 cw= 52 fi= 37 fiw= 37 g= 2.7 gh= 2.7
2 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 33 fiw= 33 g= 2.7 gh= 2.7
3 c= 71.3 cw= 71.3 fi= 31 fiw= 31 g= 2.68 gh= 2.68
4 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7
5 c= 33.6 cw= 33.6 fi= 32 fiw= 32 g= 2.68 gh= 2.68
6 c= 52 cw= 52 fi= 37 fiw= 37 g= 2.7 gh= 2.7
7 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 33 fiw= 33 g= 2.7 gh= 2.7
8 c= 52 cw= 52 fi= 37 fiw= 37 g= 2.7 gh= 2.7

yk 1.625784
yk 1.049453
yk 1.014542
yk 1.003205
yk 1.001606
yk 1.000393

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.З.У. ПО FI= 6.605108 К.З.У. ПО C= 6.605109

к.з.у по силам n= 1.000393 ffi= 35.24541 cc= 49.46577

gg= 2.695226 al= 16.09793 h= 70.1 Б= 82.82276 r= 268.1573 h90=
6.183457



Рисунок 3.9 – Расчет по разрез 5-5

Razrez 5-5 Ushkatyn III

Примечание – Составлено авторами Шпаков П.С., Ожигин С.Г., Поклад Г.Г., Омаров С.Т.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

количество узловых точек

БОРТА $NNN1= 26$

КОЛЛИЧЕСТВО СЛОЕВ $n1= 8$

контактов горных пород $nk= 7$

контакт N 1

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

851.1 0 0

893.1 156.8 0

контакт N 2

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

770 0 0

812 156.8 0

контакт N 3

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

619.1 0 0

661.1 156.8 0

контакт N 4

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

597.2 0 0

639.2 156.8 0

контакт N 5

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

571.9 0 0

613.9 156.8 0

контакт N 6

количество узловых точек $kb= 2$ $ni= 0$

555.5 0 0

597.6 156.8 0

контакт N 7

количество узловых точек kb= 2 ni= 0

106.7 0 0

125.1 68.8 0

cc= 39.5625 ffi= 36.54335 gg= 2.7025

1 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 33 fiw= 33 g= 2.7 gh= 2.7

2 c= 52 cw= 52 fi= 37 fiw= 37 g= 2.7 gh= 2.7

3 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 33 fiw= 33 g= 2.7 gh= 2.7

4 c= 71.3 cw= 71.3 fi= 31 fiw= 31 g= 2.68 gh= 2.68

5 c= 47.2 cw= 47.2 fi= 34 fiw= 34 g= 2.7 gh= 2.7

6 c= 33.6 cw= 33.6 fi= 32 fiw= 32 g= 2.68 gh= 2.68

7 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 33 fiw= 33 g= 2.7 gh= 2.7

8 c= 28.1 cw= 28.1 fi= 53 fiw= 53 g= 2.76 gh= 2.76

yk 1.275165

yk 1.008638

yk 1.002124

yk 1.000741

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

К.З.У. ПО FI= 4.045155 К.З.У. ПО C= 4.045154

к.з.у по силам n= 1.000741 ffi= 35.44269 cc= 28.63645

gg= 2.706181 al= 17.24902 h= 155.4 Б= 115.41 r= 537.9618 h90= 6.232849

ПРИЛОЖЕНИЯ Г

Таблица Б.1 – Вычисление координат точек линий скольжения месторождения Ушкатын III

Параметры для вычисления координат					Координаты точек линий скольжения				Примечание	
$\sigma_i, \text{т/м}^2$	$\tau_i, \text{т/м}^2$	$\rho_i, \text{град}$	$\beta_i, \text{град}$	$\theta_i, \text{град}$	$Y_i, \text{м}$	$x_1, \text{м}$	$x_2, \text{м}$	$x_3, \text{м}$		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
-8,856	0,00	90	0	90	0,00	-1,66	-3,32	0	Порода: седиментационная брекчия и туфопелиты зеленые акус 1= 0,15 м; асл =0,3 м w1=6,66; wсл=3,3; Ктр=0,0224; Ксл=0,37; Кобщ = Ктр Ксл = 0,0082; $\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 7170 \times 0,0082 = 59,4 \text{ т/м}^2$; $\sigma_p^{mac} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 1080 \times 0,0082 = 8,856 \text{ т/м}^2$; n=6,707; P = 27,938 т/м ² ; $\tau_n^{сж} = 26,848 \text{ т/м}^2$; $\rho_{сж} = 25,3^\circ$; $\gamma = 2,67 \text{ т/м}^3$; Ут = 3,32 м	
0,0	15,68	45,2	90	67,6	14,254	0	0	0		
17,00	26,848	25,3	57,658	57,658	22,247	10,778	9,558	10,778		
100,0	47,999	6,671	25,640	48,335	57,655	74,031	34,818	40,453		
400,0	54,902	0,043	7,815	45,02	170,39	639,176	60,977	135,539		
700,0	54,946	0,0002	4,488	45,0001	282,75	1815,48	70,840	226,806		
1000,0	54,947	0	3,145	45	395,11	3604,02	77,285	317,999		
1300,0	54,947	0	2,420	45	507,47	6005,24	82,125	409,191		
1600,0	54,947	0	1,967	45	619,83	9019,44	86,013	500,384		
1900,0	54,947	0	1,656	45	732,19	12646,8	89,266	591,576		
2200,0	54,947	0	1,431	45	844,54	16887,3	92,065	682,768		
2500,0	54,947	0	1,259	45	956,90	21741,2	94,522	773,961		
-87	0,00	90	0	90	0,00	-16,05	-32,1	0		Порода: известняки серые и массивные серые известняки акус 1= 0,3 м; асл =0,5 м w1=3,33; wсл=2; Ктр=0,1577; Ксл=0,54; Кобщ = Ктр Ксл = 0,085; $\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 13320 \times 0,085 = 1134 \text{ т/м}^2$; $\sigma_p^{mac} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 1020 \times 0,085 = 87 \text{ т/м}^2$; n=13,03; P=656,15 т/м ² ; $\tau_n^{сж} = 462,667 \text{ т/м}^2$; $\rho_{сж} = 35,315^\circ$; $\gamma = 2,71 \text{ т/м}^3$; Ут = 32,1 м.
0,0	238,925	46,099	90	68,05	218,75	0	0	0		
239,238	462,667	35,315	62,657	62,657	418,45	185,073	170,371	185,073		
1200,0	921,701	16,890	37,527	53,445	901,51	851,847	571,768	561,963		
1500,0	1001,736	13,119	33,736	51,5595	1019,2	1066,13	654,181	673,095		
1800,0	1063,168	10,142	30,568	50,071	1132,9	1295,01	726,274	782,017		
2100,0	1110,319	7,818	27,866	48,909	1244,7	1541,78	790,086	888,818		
2400,0	1146,511	6,016	25,534	48,008	1355,6	1808,73	846,965	993,566		
2700,0	1174,289	4,624	23,505	47,312	1466,0	2097,519	897,912	1096,36		
3000,0	1195,61	3,553	21,729	46,7765	1576,4	2409,376	943,737	1197,33		

Продолжение таблицы Б.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
-163,0	0,00	90	0	90	0,00	-30,4	-60,8	0	Порода: известняки кремнистые массивные акус1= 0,3м; асл =0,5м; w1=3,33; wсл=2; Ктр=0,2245; Ксл =0,59; Кобщ = Ктр Ксл = 0,13; $\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 13290 \times 0,13 = 1728 \text{ т/м}^2$; $\sigma_p^{mac} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 1250 \times 0,13 = 163 \text{ т/м}^2$; n=10,6; P=943,62 т/м ² ; $\tau_n^{сжс} = 724,918 \text{ т/м}^2$; $\rho_{сжс} = 32,963 \text{ }^\circ$; $\gamma = 2,68 \text{ т/м}^3$; Ут = 60,8 м.
0,0	392,186	45,414	90	67,707	356,932	0	0	0	
393,904	724,918	32,963	61,481	61,481	644,776	291,986	266,652	291,986	
2000,0	1403,125	14,359	35,052	52,179	1420,73	1419,353	900,266	911,343	
2200,0	1451,473	12,845	33,415	51,422	1499,88	1567,482	953,738	985,042	
2400,0	1494,537	11,481	31,912	50,740	1577,83	1720,093	1004,06	1058,15	
2700,0	1550,471	9,689	29,867	49,844	1693,14	1958,443	1074,31	1166,74	
3000,0	1597,491	8,167	28,035	49,083	1807,13	2209,270	1139,01	1274,05	
3300,0	1637,016	6,879	26,384	48,439	1920,29	2473,633	1198,78	1380,08	
3600,0	1670,243	5,791	24,889	2,895	2032,91	2752,396	1254,15	1484,87	
-49,0	0,00	90	0	90	0,00	-9,05	-18,1	0	Порода: известняки кремнистые слоистые трещиноватые акус 1 = 0,2 м; асл =0,4 м; w1=5; wсл=2,5; Ктр= 0,0885; Ксл = 0,51; Кобщ = Ктр Ксл = 0,0885×0,51=0,045; $\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 9950 \times 0,045 = 448 \text{ т/м}^2$; $\sigma_p^{mac} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 1090 \times 0,045 = 49 \text{ т/м}^2$; n=9,1; P=233,89 т/м ² ; $\tau_n^{сжс} = 191,296 \text{ т/м}^2$; $\rho_{сжс} = 31,351^\circ$; $\gamma = 2,70 \text{ т/м}^3$; Ут = 18,1 м
0,0	107,054	45,103	90	67,551	95,966	0	0	0	
107,459	191,296	31,351	60,675	60,675	165,926	76,044	69,048	76,044	
500,0	350,589	14,233	35,037	52,116	352,082	348,706	221,098	224,212	
1000,0	427,003	4,750	23,123	47,375	542,205	777,003	326,601	400,049	
1500,0	452,033	1,559	16,770	45,779	727,594	1373,144	391,945	564,439	
2000,0	460,232	0,511	12,959	45,255	912,723	2162,062	436,417	721,359	
2500,0	462,918	0,167	10,490	45,083	1097,87	3150,434	469,496	874,489	
3000,0	463,797	0,055	8,788	45,027	1283,05	4339,029	495,915	1025,93	
3500,0	464,086	0,018	7,553	45,009	1468,234	5727,285	518,080	1176,67	
-50,9	0,00	90	0	90	0,00	-9,5	-19	0	Порода: известняки углисто-кремнистые глинисто-кремнистые акус1= 0,2м; асл =0,4м; w1=5; wсл= 2,5; Ктр= 0,0782; Ксл = 0,5;
0,0	89,432	45,277	90	67,638	81,116	0	0	0	
89,465	148,514	27,870	58,935	58,935	125,373	58,540	52,458	58,540	
400,0	255,681	11,852	32,587	50,926	266,756	276,865	164,721	172,559	
800,0	304,751	3,651	20,854	46,825	419,708	648,130	242,001	310,971	

Кобщ = Ктр Ксл = 0,0782×0,5=0,039;

Продолжение таблицы Б.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1200,0	319,672	1,112	14,917	45,556	569,379	1178,973	288,530	441,100	$\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 8620 \times 0,039 = 336 \text{ т/м}^2$;
1600,0	324,209	0,338	11,455	45,169	718,704	1888,753	319,962	566,167	
2000,0	325,589	0,103	9,246	45,051	867,975	2781,990	343,438	688,864	$n = 6,6; P = 157,135 \text{ т/м}^2$;
2400,0	326,008	0,031	7,736	45,015	1017,234	3858,851	362,304	810,586	$\tau_n^{сжс} = 148,514 \text{ т/м}^2$;
2800,0	326,136	0,010	6,644	45,005	1166,489	5118,779	378,205	931,934	$\rho_{сжс} = 27,870 \text{ }^\circ; \gamma = 2,68 \text{ т/м}^3; Y_T = 19 \text{ м.}$
-50,9	0,00	90	0	90	0,00	-4,95	-9,9	0	Порода: алевролиты акус 1 = 0,2м; асл = 0,4 м;
0,0	75,729	46,115	90	68,057	67,863	0	0	0	
76,012	146,923	35,290	62,645	62,645	129,964	57,540	52,965	57,540	Ктр= 0,0833; Ксл = 0,5;
400,0	298,125	16,054	36,698	53,027	287,370	277,642	182,998	181,518	Кобщ = Ктр Ксл = 0,0833×0,5=0,04165;
800,0	367,618	5,412	24,680	47,706	434,689	596,986	269,559	321,440	$\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 8680 \times 0,0416 = 360 \text{ т/м}^2$;
1200,0	390,495	1,786	18,026	45,893	578,651	1035,920	324,057	451,149	$\sigma_p^{mac} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 660 \times 0,0416 = 27,5 \text{ т/м}^2$;
1600,0	398,026	0,588	13,970	45,294	722,792	1613,516	361,322	574,254	$n=13,09; P=208,541 \text{ т/м}^2; \tau_n^{сжс} = 146,923 \text{ т/м}^2$;
2000,0	400,505	0,194	11,324	45,097	867,098	2334,797	389,008	693,993	$\rho_{сжс} = 35,290^\circ; \gamma = 2,77 \text{ т/м}^3; Y_T = 9,9 \text{ м.}$
2400,0	401,321	0,064	9,493	45,032	1011,469	3200,350	411,070	812,224	Порода: фельзиты акус 1 = 0,2 м; асл = 0,4 м;
2800,0	401,590	0,021	8,162	45,01	1155,862	4209,761	429,545	929,828	
-43	0,00	90	0	90	0,00	-7,95	-15,9	0	Ктр= 0,1; Ксл = 0,5362;
0,0	103,482	45,415	90	67,707	93,484	0	0	0	Кобщ = Ктр Ксл = 0,1×0,5362=0,05362;
103,560	191,046	33,079	61,539	61,539	168,889	76,335	69,740	76,335	$\sigma_{сж}^{mac} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 8500 \times 0,05362 = 456 \text{ т/м}^2$;
500,0	363,553	15,273	36,021	52,636	361,531	351,862	228,373	228,645	$\sigma_p^{mac} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 800 \times 0,05362 = 43 \text{ т/м}^2$;
800,0	423,576	8,050	27,900	49,025	476,925	585,586	300,445	336,874	$n=10,6; P=249,0358 \text{ т/м}^2; \tau_n^{сжс} = 191,046 \text{ т/м}^2$;
1100,0	454,665	4,189	22,457	47,094	588,588	869,622	353,704	440,343	$\rho_{сжс} = 33,079^\circ; \gamma = 2,7 \text{ т/м}^3; Y_T = 15,9 \text{ м.}$
1400,0	470,767	2,173	18,586	46,086	699,617	1213,876	394,464	539,648	
1700,0	479,106	1,126	15,739	45,563	810,598	1623,197	426,591	635,753	
2000,0	483,426	0,583	13,588	45,291	921,619	2099,898	452,712	729,630	
2300,0	485,663	0,302	11,923	45,151	1032,678	2644,92	474,600	822,049	

Продолжение таблицы Б.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
-76	0,00	90	0	90	0,00	-14,05	-28,1	0	Порода: известняки кремнистые акус1= 0,25м; асл =0,4м; w1=4; wсл= 2,5; Ктр= 0,1432; Ксл = 0,5073; Кобщ = Ктр Ксл = 0,1432×0,5073=0,0726; $\sigma_{сж}^{мас} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 10740 \times 0,0726 = 780 \text{ т/м}^2$ $;$ $\sigma_p^{мас} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 1050 \times 0,0726 = 76 \text{ т/м}^2$; n = 10,26; P = 421,878 т/м ² ; $\tau_n^{сжс} = 328,250 \text{ т/м}^2$; $\rho_{сжс} = 32,683^\circ$; $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$; УТ = 28,1м.
0,0	179,061	45,331	90	67,665	161,425	0	0	0	
179,402	328,250	32,683	61,342	61,342	288,889	131,044	119,557	131,044	
800,0	602,840	16,148	37,000	53,074	593,388	561,313	372,461	369,309	
1000,0	653,920	12,629	33,181	51,314	672,831	706,607	427,265	442,641	
1200,0	693,447	9,836	30,022	49,918	749,637	861,883	475,157	514,705	
1500,0	736,625	6,731	26,155	48,365	862,472	1117,964	536,886	620,478	
1800,0	766,018	4,593	23,053	47,296	974,084	1405,928	588,969	723,549	
2100,0	786,025	3,130	20,521	46,565	1085,254	1728,876	633,386	824,127	
2400,0	799,645	2,132	18,427	45,066	1196,284	2088,876	671,643	922,517	
-41,5	0,00	90	0	90	0,00	-7,6	-15,2	0	Порода: известняки красноцветные акус1= 0,22 м; асл =0,4 м; w1=4,5; wсл= 2,5; Ктр= 0,1155; Ксл = 0,5145; Кобщ = Ктр Ксл = 0,1155×0,5145=0,0594; $\sigma_{сж}^{мас} = \sigma_{сж}^{лаб} K_{общ} = 9600 \times 0,0594 = 570 \text{ т/м}^2$; $\sigma_p^{мас} = \sigma_p^{лаб} K_{общ} = 700 \times 0,0594 = 41,5 \text{ т/м}^2$; n = 13,73; P = 334,395 т/м ² ; $\tau_n^{сжс} = 230,945 \text{ т/м}^2$; $\rho_{сжс} = 35,872^\circ$; $\gamma = 2,72 \text{ т/м}^3$; УТ = 15,2 м.
0,0	117,802	46,308	90	68,154	108,029	0	0	0	
117,998	230,945	35,872	62,936	62,936	209,559	92,140	84,976	92,140	
600,0	466,180	17,246	37,846	53,623	453,251	425,758	287,720	281,686	
1000,0	555,411	8,748	29,048	49,374	605,669	725,178	387,236	427,437	
1400,0	599,644	4,362	23,186	47,181	752,621	1090,788	459,907	565,731	
1800,0	621,572	2,166	19,051	46,083	899,088	1537,310	514,981	697,705	
2200,0	632,441	1,074	16,039	45,537	1045,738	2071,408	558,002	824,973	
2600,0	637,829	0,532	13,784	45,266	1192,568	2696,037	592,741	949,081	
3000,0	640,500	0,264	12,052	45,132	1339,506	3412,278	621,720	1071,20	

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Расчет в программе ANSYS Workbench

```
<!DOCTYPE html PUBLIC "-//W3C//DTD XHTML 1.0 Transitional//EN"
'http://www.w3.org/TR/xhtml1/DTD/xhtml1-transitional.dtd'>
<html>
<head>
<title>Project</title>
<style type="text/css">
h1, h2, h3, h4
{
font-family:Arial;
color:#3B577D;
}
h1
{
text-align:center;
}
h3
{
font-style:italic;
}
th, td, .Caption, .Figure, .Link, .BoldLink, .Normal
{
font-family:Arial;
font-size:smaller;
}
th, td
{
padding:0.5pt 2.5pt 0.5pt 2.5pt;
}
pre, .Comment
{
border:1pt solid;
padding:2.5pt;
margin-top:0pt;
}
img
{
border:1pt solid;
}
.Caption
```

```

{
font-weight:bold;
text-align:center;
margin-bottom:0pt;
}
.Figure
{
margin-top:0pt;
text-align:center;
}
table
{
border-collapse:collapse;
border-style:solid;
}
.TitleBlock
{
border:none;
}
.Details, .Details th, .Details td, pre, img, .Comment
{
border-color:#7A99C0; /* dark blue */
}
.GroupName
{
background-color:#A5BAD5; /* medium blue */
}
.ItemName, .ItemNameColumn
{
background-color:#D1DCEA; /* light blue */
font-weight:normal;
}
.ItemName
{
text-align:right;
}
.Comment
{
font-family:'Times New Roman', Times;
font-size:12pt;
}
.Logo
{

```

```

border:none;
}
.BoldLink
{
font-weight:bold;
}
A:link, A:visited
{
color:#3B577D;
}
.Highlight
{
background-color:#FFFF7F;
}
.Centered, td
{
text-align:center;
}
#Contents
{
page-break-before:always;
}
.ObjectName
{
font-style:italic;
}
</style>
</head>
<body>
<div id="CoverPage">
<p class="Centered">

</p>
<h1><a name="4">Project</a></h1>
<table class="Details" align="center" border="1" cellpadding="0"
cellspacing="0"><tr><th class="ItemName">First Saved</th><td>Tuesday, August 07,
2018</td></tr><tr><th class="ItemName">Last Saved</th><td>Tuesday, October 30,
2018</td></tr><tr><th class="ItemName">Product Version</th><td>17.2
Release</td></tr><tr><th class="ItemName">Save Project Before
Solution</th><td>No</td></tr><tr><th class="ItemName">Save Project After Solution</
th><td>No</td></tr></table>
<p class="Centered"></p></div>

<div id="Contents">

<h2>Contents</h2>

</div>

<div id="TableOfContents">

<ul><li><a href="#UNITS" class="BoldLink">Units</a></li></ul><ul><li><a href="#11" class="BoldLink">Model (A4)</a><ul><li><a href="#12" class="Link">Geometry</a><ul><li><a href="#247" class="Link">Solid</a></li></ul></li><li><a href="#18" class="Link">Coordinate Systems</a></li><li><a href="#13" class="Link">Mesh</a><ul><li><a href="#231" class="Link">Body Sizing</a></li></ul></li><li><a href="#20" class="BoldLink">Static Structural (A5)</a><ul><li><a href="#23" class="Link">Analysis Settings</a></li><li><a href="#35" class="Link">Standard Earth Gravity</a></li><li><a href="#27" class="Link">Loads</a></li><li><a href="#21" class="Link">Solution (A6)</a><ul><li><a href="#22" class="Link">Solution Information</a></li><li><a href="#222" class="Link">Results</a></li></ul></li></ul></li></ul></li></ul><ul><li><a href="#Materials" class="BoldLink">Material Data</a><ul><li><a href="#EngineeringData1" class="Link">rock 11</a></li></ul></li></ul></div>

<div id="Body">

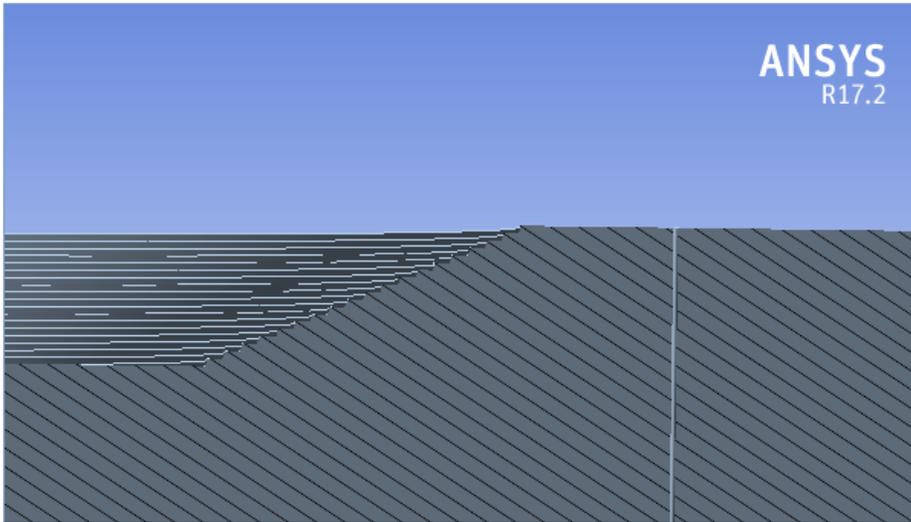
<div id="Units">

<h2><a name="UNITS">Units</a></h2>

<p class="Caption">TABLE 1</p><table align="center" class="Details" border="1" cellpadding="0" cellspacing="0"><tr><th class="ItemName">Unit System</th><td>Metric (m, kg, N, s, V, A) Degrees rad/s Celsius</td></tr><tr><th class="ItemName">Angle</th><td>Degrees</td></tr><tr><th class="ItemName">Rotational Velocity</th><td>rad/s</td></tr><tr><th class="ItemName">Temperature</th><td>Celsius</td></tr></table></div>

</td></tr></tbody><tbody><tr><th class="GroupName" colspan="2">Origin</th></tr><tr><th class="ItemName">Origin X</th><td>0. m</td></tr><tr><th class="ItemName">Origin Y</th><td>0. m</td></tr><tr><th class="ItemName">Origin Z</th><td>0. m</td></tr></tbody><tbody><tr><th class="GroupName" colspan="2">Directional Vectors</th></tr><tr><th class="ItemName">X

|                              |                              |
|------------------------------|------------------------------|
| First Saved                  | Thursday, July 19, 2018      |
| Last Saved                   | Wednesday, November 07, 2018 |
| Product Version              | 17.2 Release                 |
| Save Project Before Solution | No                           |
| Save Project After Solution  | No                           |



- [Material Data](#)
  - [rock 11](#)

## Jnits

TABLE 1

|                     |                                                  |
|---------------------|--------------------------------------------------|
| Unit System         | Metric (m, kg, N, s, V, A) Degrees rad/s Celsius |
| Angle               | Degrees                                          |
| Rotational Velocity | rad/s                                            |
| Temperature         | Celsius                                          |

## Geometry

TABLE 2  
Model (A4) > Geometry

|                     |                                                                |
|---------------------|----------------------------------------------------------------|
| Object Name         | Geometry                                                       |
| State               | Fully Defined                                                  |
| <b>Definition</b>   |                                                                |
| Source              | C:\Users\KNTU 1\300-300 по длин оси_files\dp0\SYSDM\SYSDM.agdb |
| Type                | DesignModeler                                                  |
| Length Unit         | Meters                                                         |
| Element Control     | Program Controlled                                             |
| Display Style       | Body Color                                                     |
| <b>Bounding Box</b> |                                                                |
| Length X            | 200. m                                                         |
| Length Y            | 948.71 m                                                       |
| Length Z            | 848.71 m                                                       |
| <b>Properties</b>   |                                                                |
| Volume              | 1.2444e+008 m <sup>3</sup>                                     |
| Mass                | 3.36e+011 kg                                                   |
| Scale Factor Value  | 1.                                                             |
| <b>Statistics</b>   |                                                                |
| Bodies              | 1                                                              |
| Active Bodies       | 1                                                              |
| Nodes               | 45579                                                          |

|                                  |                                    |
|----------------------------------|------------------------------------|
| Elements                         | 29646                              |
| Mesh Metric                      | None                               |
| <b>Basic Geometry Options</b>    |                                    |
| Solid Bodies                     | Yes                                |
| Surface Bodies                   | Yes                                |
| Line Bodies                      | Yes                                |
| Parameters                       | Independent                        |
| Parameter Key                    |                                    |
| Attributes                       | Yes                                |
| Attribute Key                    |                                    |
| Named Selections                 | Yes                                |
| Named Selection Key              |                                    |
| Material Properties              | Yes                                |
| <b>Advanced Geometry Options</b> |                                    |
| Use Associativity                | Yes                                |
| Coordinate Systems               | Yes                                |
| Coordinate System Key            |                                    |
| Reader Mode Saves Updated File   | No                                 |
| Use Instances                    | Yes                                |
| Smart CAD Update                 | Yes                                |
| Compare Parts On Update          | No                                 |
| Attach File Via Temp File        | Yes                                |
| Temporary Directory              | C:\Users\KNTU 1\AppData\Local\Temp |

**TABLE 3**  
**Model (A4) > Geometry > Parts**

|                            |                               |
|----------------------------|-------------------------------|
| Object Name                | <i>Solid</i>                  |
| State                      | Meshed                        |
| <b>Graphics Properties</b> |                               |
| Visible                    | Yes                           |
| Transparency               | 1                             |
| <b>Definition</b>          |                               |
| Suppressed                 | No                            |
| Stiffness Behavior         | Flexible                      |
| Coordinate System          | Default Coordinate System     |
| Reference Temperature      | By Environment                |
| Behavior                   | None                          |
| <b>Material</b>            |                               |
| Assignment                 | rock 11                       |
| Nonlinear Effects          | Yes                           |
| Thermal Strain Effects     | Yes                           |
| <b>Bounding Box</b>        |                               |
| Length X                   | 200. m                        |
| Length Y                   | 948.71 m                      |
| Length Z                   | 848.71 m                      |
| <b>Properties</b>          |                               |
| Volume                     | 1.2444e+008 m <sup>3</sup>    |
| Mass                       | 3.36e+011 kg                  |
| Centroid X                 | 96.918 m                      |
| Centroid Y                 | -2.1158e-004 m                |
| Centroid Z                 | -4.2781e-003 m                |
| Moment of Inertia Ip1      | 3.5415e+016 kg·m <sup>2</sup> |
| Moment of Inertia Ip2      | 1.6932e+016 kg·m <sup>2</sup> |
| Moment of Inertia Ip3      | 2.0609e+016 kg·m <sup>2</sup> |
| <b>Statistics</b>          |                               |
| Nodes                      | 45579                         |
| Elements                   | 29646                         |
| Mesh Metric                | None                          |

**TABLE 4**

**Model (A4) > Coordinate Systems > Coordinate System**

|                            |                                 |
|----------------------------|---------------------------------|
| Object Name                | <i>Global Coordinate System</i> |
| State                      | Fully Defined                   |
| <b>Definition</b>          |                                 |
| Type                       | Cartesian                       |
| Coordinate System ID       | 0.                              |
| <b>Origin</b>              |                                 |
| Origin X                   | 0. m                            |
| Origin Y                   | 0. m                            |
| Origin Z                   | 0. m                            |
| <b>Directional Vectors</b> |                                 |
| X Axis Data                | [ 1. 0. 0. ]                    |
| Y Axis Data                | [ 0. 1. 0. ]                    |
| Z Axis Data                | [ 0. 0. 1. ]                    |

**TABLE 5**  
**Model (A4) > Mesh**

|                                  |                     |
|----------------------------------|---------------------|
| Object Name                      | <i>Mesh</i>         |
| State                            | Solved              |
| <b>Display</b>                   |                     |
| Display Style                    | Body Color          |
| <b>Defaults</b>                  |                     |
| Physics Preference               | Mechanical          |
| Relevance                        | 0                   |
| Shape Checking                   | Standard Mechanical |
| Element Midside Nodes            | Program Controlled  |
| <b>Sizing</b>                    |                     |
| Size Function                    | Adaptive            |
| Relevance Center                 | Coarse              |
| Element Size                     | Default             |
| Initial Size Seed                | Active Assembly     |
| Smoothing                        | Medium              |
| Transition                       | Fast                |
| Span Angle Center                | Coarse              |
| Automatic Mesh Based Defeaturing | On                  |
| Defeature Size                   | Default             |
| Minimum Edge Length              | 1.55290 m           |
| <b>Inflation</b>                 |                     |
| Use Automatic Inflation          | None                |
| Inflation Option                 | Smooth Transition   |
| Transition Ratio                 | 0.272               |

**TABLE 6**

**Model (A4) > Mesh > Mesh Controls**

|                   |                    |
|-------------------|--------------------|
| Object Name       | <i>Body Sizing</i> |
| State             | Fully Defined      |
| <b>Scope</b>      |                    |
| Scoping Method    | Geometry Selection |
| Geometry          | 1 Body             |
| <b>Definition</b> |                    |
| Suppressed        | No                 |
| Type              | Element Size       |
| Element Size      | 40. m              |
| <b>Advanced</b>   |                    |
| Defeature Size    | Default            |
| Behavior          | Soft               |

**TABLE 7**

**Model (A4) > Analysis**

|                         |                               |
|-------------------------|-------------------------------|
| Object Name             | <i>Static Structural (A5)</i> |
| State                   | Solved                        |
| <b>Definition</b>       |                               |
| Physics Type            | Structural                    |
| Analysis Type           | Static Structural             |
| Solver Target           | Mechanical APDL               |
| <b>Options</b>          |                               |
| Environment Temperature | 22. °C                        |
| Generate Input Only     | No                            |

**TABLE 8**  
**Model (A4) > Static Structural (A5) > Analysis Settings**

|                                 |                                                         |  |  |
|---------------------------------|---------------------------------------------------------|--|--|
| Object Name                     | <i>Analysis Settings</i>                                |  |  |
| State                           | Fully Defined                                           |  |  |
| <b>Step Controls</b>            |                                                         |  |  |
| Number Of Steps                 | 1.                                                      |  |  |
| Current Step Number             | 1.                                                      |  |  |
| Step End Time                   | 1. s                                                    |  |  |
| Auto Time Stepping              | Program Controlled                                      |  |  |
| <b>Solver Controls</b>          |                                                         |  |  |
| Solver Type                     | Program Controlled                                      |  |  |
| Weak Springs                    | Off                                                     |  |  |
| Solver Pivot Checking           | Program Controlled                                      |  |  |
| Large Deflection                | Off                                                     |  |  |
| Inertia Relief                  | Off                                                     |  |  |
| <b>Restart Controls</b>         |                                                         |  |  |
| Generate Restart Points         | Program Controlled                                      |  |  |
| Retain Files After Full Solve   | No                                                      |  |  |
| <b>Nonlinear Controls</b>       |                                                         |  |  |
| Newton-Raphson Option           | Program Controlled                                      |  |  |
| Force Convergence               | Program Controlled                                      |  |  |
| Moment Convergence              | Program Controlled                                      |  |  |
| Displacement Convergence        | Program Controlled                                      |  |  |
| Rotation Convergence            | Program Controlled                                      |  |  |
| Line Search                     | Program Controlled                                      |  |  |
| Stabilization                   | Off                                                     |  |  |
| Rotation Convergence            | Program Controlled                                      |  |  |
| Line Search                     | Program Controlled                                      |  |  |
| Stabilization                   | Off                                                     |  |  |
| <b>Output Controls</b>          |                                                         |  |  |
| Stress                          | Yes                                                     |  |  |
| Strain                          | Yes                                                     |  |  |
| Nodal Forces                    | No                                                      |  |  |
| Contact Miscellaneous           | No                                                      |  |  |
| General Miscellaneous           | No                                                      |  |  |
| Store Results At                | All Time Points                                         |  |  |
| <b>Analysis Data Management</b> |                                                         |  |  |
| Solver Files Directory          | C:\Users\KNTU 1\300-300 по длин оси_files\dp0\SY5\MECH\ |  |  |
| Future Analysis                 | None                                                    |  |  |
| Scratch Solver Files Directory  |                                                         |  |  |
| Save MAPDL db                   | No                                                      |  |  |
| Delete Unneeded Files           | Yes                                                     |  |  |
| Nonlinear Solution              | No                                                      |  |  |
| Solver Units                    | Active System                                           |  |  |
| Solver Unit System              | mks                                                     |  |  |

**TABLE 9**  
**Model (A4) > Static Structural (A5) > Accelerations**

|                   |                                   |
|-------------------|-----------------------------------|
| Object Name       | <i>Standard Earth Gravity</i>     |
| State             | Fully Defined                     |
| <b>Scope</b>      |                                   |
| Geometry          | All Bodies                        |
| <b>Definition</b> |                                   |
| Coordinate System | Global Coordinate System          |
| X Component       | -9.8066 m/s <sup>2</sup> (ramped) |
| Y Component       | 0. m/s <sup>2</sup> (ramped)      |
| Z Component       | 0. m/s <sup>2</sup> (ramped)      |
| Suppressed        | No                                |
| Direction         | -X Direction                      |

**TABLE 10**  
**Model (A4) > Static Structural (A5) > Loads**

|                   |                          |                 |                      |
|-------------------|--------------------------|-----------------|----------------------|
| Object Name       | <i>Fixed Support 2</i>   | <i>Pressure</i> | <i>Fixed Support</i> |
| State             | Fully Defined            |                 |                      |
| <b>Scope</b>      |                          |                 |                      |
| Scoping Method    | Geometry Selection       |                 |                      |
| Geometry          | 1 Face                   |                 |                      |
| <b>Definition</b> |                          |                 |                      |
| Type              | Fixed Support            | Pressure        | Fixed Support        |
| Suppressed        | No                       |                 |                      |
| Define By         | Components               |                 |                      |
| Coordinate System | Global Coordinate System |                 |                      |
| X Component       | 3.e+006 Pa (ramped)      |                 |                      |
| Y Component       | 0. Pa (ramped)           |                 |                      |
| Z Component       | 0. Pa (ramped)           |                 |                      |

TABLE 12  
Model (A4) > Static Structural (A5) > Solution (A6) > Solution Information

| Object Name                     | Solution Information |
|---------------------------------|----------------------|
| State                           | Solved               |
| <b>Solution Information</b>     |                      |
| Solution Output                 | Solver Output        |
| Newton-Raphson Residuals        | 0                    |
| Identify Element Violations     | 0                    |
| Update Interval                 | 2.5 s                |
| Display Points                  | All                  |
| <b>FE Connection Visibility</b> |                      |
| Activate Visibility             | Yes                  |
| Display                         | All FE Connectors    |
| Draw Connections Attached To    | All Nodes            |
| Line Color                      | Connection Type      |
| Visible on Results              | No                   |
| Line Thickness                  | Single               |
| Display Type                    | Lines                |

TABLE 11  
Model (A4) > Static Structural (A5) > Solution

| Object Name                     | Solution (A6) |
|---------------------------------|---------------|
| State                           | Solved        |
| <b>Adaptive Mesh Refinement</b> |               |
| Max Refinement Loops            | 1.            |
| Refinement Depth                | 2.            |
| <b>Information</b>              |               |
| Status                          | Done          |
| MAPDL Elapsed Time              | 23. s         |
| MAPDL Memory Used               | 293. MB       |
| MAPDL Result File Size          | 28.063 MB     |
| <b>Post Processing</b>          |               |
| Beam Section Results            | No            |

TABLE 13  
Model (A4) > Static Structural (A5) > Solution (A6) > Results

| Object Name                      | Shear Stress             | Shear Stress 2 |
|----------------------------------|--------------------------|----------------|
| State                            | Solved                   |                |
| <b>Scope</b>                     |                          |                |
| Scoping Method                   | Geometry Selection       |                |
| Geometry                         | All Bodies               |                |
| <b>Definition</b>                |                          |                |
| Type                             | Shear Stress             |                |
| Orientation                      | XY Plane                 |                |
| By                               | Time                     |                |
| Display Time                     | Last                     |                |
| Coordinate System                | Global Coordinate System |                |
| Calculate Time History           | Yes                      |                |
| Identifier                       |                          |                |
| Suppressed                       | No                       |                |
| <b>Integration Point Results</b> |                          |                |
| Display Option                   | Averaged                 |                |
| Average Across Bodies            | No                       |                |
| <b>Results</b>                   |                          |                |
| Minimum                          | -1.4733e+006 Pa          |                |
| Maximum                          | 1.6809e+006 Pa           |                |
| Minimum Occurs On                | Solid                    |                |
| Maximum Occurs On                | Solid                    |                |

## ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Министерство образования и науки Республики Казахстан  
НАО «Карагандинский технический университет»  
Товарищество с ограниченной ответственностью "NOVA ЦИНК"

**СОГЛАСОВАНО:**

Генеральный директор  
ТОО «NOVA ЦИНК»



С.Ю. Асан  
\_\_\_\_\_ 2020

**УТВЕРЖДАЮ:**

Заместитель генерального директора  
НАО «КарТУ»



А.З. Исагулов  
\_\_\_\_\_ 2020

**ОБОБЩЕННАЯ МЕТОДИКА  
ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНОГО МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ  
ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ  
ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
(Основные положения)**

Караганда  
2020

УДК 622.271:622.272

**Обобщенная методика выбора рационального места заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений (основные положения).** – Караганда: ТОО «NOVA ЦИНК», НАО «Карагандинский технический университет», 2020. – 48 с.

Методика по выбору рационального места заложения вертикальных шахтных стволов при комбинированной разработке месторождений разработана на кафедре «Разработка месторождений полезных ископаемых» НАО «Карагандинский технический университет»

Разработка методики осуществлена с участием заведующего кафедрой «Разработка месторождений полезных ископаемых» (РМПИ) Карагандинского технического университета (КарТУ), PhD доктора Имашева А.Ж.; директора Департамента инновационно-предпринимательской деятельности КарТУ, доцента кафедры РМПИ: к.т.н. Бахтыбаева Н.Б., доцента кафедры РМПИ, к.т.н. Таханова Д.К., профессора кафедры РМПИ КарТУ, д.т.н. Исабек Т.К., PhD докторанта кафедры РМПИ КарТУ Зейтиновой Ш.Б.