

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии
наук

На правах рукописи

Харисов Тимур Фаритович

**Обоснование несущей способности крепи вертикальных
стволов при совмещенной схеме проходки**

Специальность 25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород
взрывом, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика

Диссертация

на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Научный руководитель

доктор техн. наук,

профессор Боликов В.Е.

Екатеринбург, 2017

Оглавление

Введение.....	4
1. Современное состояние вопроса обеспечения устойчивости вертикальных стволов шахт в процессе их строительства и эксплуатации.....	12
1.1. Актуальность проблемы обеспечения устойчивости вертикальных стволов при их проходке и эксплуатации	12
1.2. Современные методы обеспечения устойчивости стволов при различных технологических схемах проходки.....	22
1.3. Цель и задачи исследования	28
1.4. Выводы.....	29
2. Геомеханическая модель напряженно-деформированного состояния системы вмещающий горный массив - крепь вертикального ствола	31
2.1 Горно-геологические условия и физико-механические свойства пород вмещающего массива.....	31
2.2 Механизм проявления деформаций, вызванных изменениями напряженно-деформированного состояния вмещающего массива	36
2.3 Механизм проявления деформаций, вызванных уходом забоя ствола.....	42
2.4 Выводы.....	48
3. Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния окружающего массива и крепи стволов при совмещенной технологической схеме проходки.....	50
3.1 Горно-геологические условия и особенности объекта исследования.....	50
3.2 Методы измерения напряжений в крепи вертикальных стволов	57

3.3	Результаты мониторинга напряженно-деформированного состояния крепи ствола.....	64
3.4	Закономерности деформирования вмещающего массива и крепи стволов при совмещенной схеме проходки.....	74
3.5	Выводы.....	83
4.	Мероприятия по предотвращению нарушений крепи стволов при строительстве по совмещенной технологической схеме.....	84
4.1	Метод опережающей разгрузки массива горных пород.....	84
4.1.1	Описание метода.....	84
4.1.2.	Моделирование влияния разгрузочной выработки на однородный упругий массив.....	87
4.2	Метод предотвращения нарушений крепи путем увеличения ее податливости.....	95
4.3	Внедрение разработанных мероприятий на горнодобывающих предприятиях.....	100
4.4	Выводы.....	105
	Заключение.....	106
	Список использованных источников.....	108

Введение

Вертикальные шахтные стволы являются капитальными горными выработками, которые должны функционировать на протяжении всего срока службы шахты, следовательно, от них во многом зависит эффективность и безопасность работ на подземных рудниках. Строительство стволов – это один из самых важных, трудоемких и дорогостоящих этапов освоения месторождения. На их проходку приходится до 20% общей стоимости и 50 - 60% продолжительности строительства рудника в целом, так как только после проходки стволов можно приступать к подготовке горизонтов и последующей отработке полезных ископаемых.

Глубина разработки полезных ископаемых с каждым годом становится все больше. В настоящее время рудники вынуждены вести добычу на глубинах около 1000 м и более. Столь большие глубины характеризуются ухудшением геомеханических и горно-геологических условий во вмещающем иерархически блочном массиве горных пород, что приводит к росту негативных проявлений горного давления, вызывающих ряд технических проблем.

Например, в процессе строительства ствола шахты «Новая Капитальная» Таштагольского рудника деформировалась бетонная крепь в западном борту на глубине 414 – 419 м от поверхности. С северо-восточной стороны ствола образовались продольные трещины в бетонной крепи шириной 1 – 3 мм и длиной 7 – 10 м, что повлекло за собой вывал кусков бетона размером 250 × 150 мм. По мере проходки ствола продолжали образовываться новые трещины в юго-западном направлении. Нарушения бетонной крепи ствола были устранены путем перекрепления 112 метрового участка ствола железобетонной крепью толщиной 500 мм. Повышение прочностных характеристик крепи не решило проблему, и она вновь была деформирована при дальнейшем возобновлении проходки ствола [1,2].

В процессе строительства клетового ствола Абаканского рудника по совмещенной технологической схеме на отметке -90 м происходило стреляние пород и появление зон заколообразования. Неоднократно происходили нарушения крепи в призабойной зоне ствола. На интервале глубин 635 – 639 м (отм. -123 м) в призабойной зоне произошел микроудар, который привел к повреждению монолитной бетонной крепи. Кроме того, на расстоянии до забоя около 10 м образовалась трещина в крепи длиной 4 м и шириной 5 мм, уходящая в глубь массива [3].

На шахте «ДНК» Донского горно-обогатительного комбината в Республике Казахстан в пяти стволах начиная с глубины 500 метров в процессе их строительства и эксплуатации возникали проблемы с несущей способностью крепи. В стволах «Клетевой» и «Скипо-клетевой» происходили нарушения бетонной крепи в виде трещин и деформаций. Двести метров крепи клетового ствола на интервале глубин 552 – 765 м было разрушено [1]. Чтобы избежать дальнейшего разрушения ствола, было принято решение перейти на крепление чугунными тубингами конструкции «Шахтспецстроя» с толщиной спинки 40 мм и забутовкой закрепного пространства бетоном В15. После возобновления проходки ствола вновь возникли деформации тубинговой крепи в виде горизонтальных трещин растяжения в спинках и горизонтальных ребрах тубингов, то есть усиление постоянной крепи ствола не помогло избежать дальнейших нарушений целостности крепи, как и в случае со стволом шахты «Новая Капитальная» на Таштагольском месторождении. Далее крепь была усилена переходом на конструкцию тубинговой крепи с толщиной спинки 60 мм и закрепным пространством мощностью 300 мм из монолитного бетона В25 [4].

Нарушение крепи ствола «Вентиляционный» шахты «ДНК» произошло в процессе его проходки по совмещенной технологической схеме. Крепь разрушилась на интервале отметок от +40 до +52 м, образовались вывалы до массива горных пород. На отметке +44 м (глубина 344 м) произошел сдвиг со

сколом бетонной крепи, а на противоположной стороне ствола в юго-западном направлении образовались трещины в бетонной крепи [5 – 7]. Также в стволе «Вентиляционный» нарушилась тубинговая крепь вблизи сопряжения отм. - 560 м (глубина 958 м). В тубинговом кольце №22 на ребрах и около болтовых соединений тубингов образовалось большое количество трещин, что привело к полному отрыву горизонтальной полки [5, 6]. В тубинговом кольце №30 и ниже также образовались трещины около болтовых соединений, крепь приняла эллипсовидную форму, что привело к срезанию болтов, соединяющих тубинговые кольца между собой. В данном кольце произошел полный раскол тубинга со стороны грузовой ветви сопряжения [8].

В процессе ведения очистных работ на железорудной шахте Северопесчанская участок крепи ствола «Центральный вентиляционный» на интервале глубин от 30 м до 70 м был деформирован, что привело к полной остановке работ [9]. Для сохранения комплекса центральных стволов было законсервировано 24 млн. т. руды (12% запасов месторождения), что привело к крупным финансовым потерям на предприятии [1].

В эксплуатируемом клетевом стволе шахты «Западная» Таштагольского рудника, построенном в тектонически активном районе, произошли деформации крепи, в результате чего изменилась форма поперечного сечения выработки и она стала яйцевидной. На отметке -132,4 м произошел микроудар и вывал породы в ствол из юго-западного борта. Ширина зоны вывала составила 1,5 – 2 м, а высота 7 м. Выше района вывала была разрушена бетонная крепь. На отм. -163 м в юго-западном борту снова произошел вывал породы объемом около 13 м³ [10].

Перечисленные аварии, случившиеся в строящихся и эксплуатируемых стволах шахт, показали, что нарушение целостности крепи стволов влечет за собой множество негативных последствий, связанных с серьезными финансовыми затратами, снижением скорости проходки, нарушением

эффективности, а иногда и полной остановкой работы шахт. Таким образом, можно сделать вывод, что обеспечение несущей способности крепи вертикальных стволов в процессе строительства по совмещенной технологической схеме, а также в процессе эксплуатации представляет собой актуальную научно-техническую задачу, имеющую важное научное и практическое значение в горнодобывающей промышленности. Ее решению посвящена данная диссертационная работа.

Цель работы: обоснование технологии строительства вертикальных стволов, обеспечивающей несущую способность крепи при совмещенной схеме проходки.

Научная идея работы: несущая способность крепи вертикальных стволов, строящихся по совмещенной схеме, обеспечивается предотвращением нарушений крепи, вызванных конвергенцией породных стенок при уходе забоя и воздействием современных геодинамических движений в процессе эксплуатации ствола.

Задача диссертационной работы: выявление закономерностей деформирования вмещающего массива в процессе строительства ствола по совмещенной технологической схеме с обоснованием конструкции крепи и параметров схемы проходки, обеспечивающих устойчивость ствола при его строительстве и эксплуатации.

Объект исследований: крепь ствола и вмещающий массив горных пород.

Предмет исследований: закономерности деформирования вмещающего массива и крепи стволов при совмещенной схеме проходки.

Задачи исследований:

- 1) проведение натурных исследований напряженно-деформированного состояния системы крепь-массив в призабойной зоне ствола в процессе проходки;
- 2) анализ напряженно-деформированного состояния массива в призабойной зоне строящегося ствола;
- 3) выявление и исследование закономерностей неупругого деформирования вмещающего массива горных пород;
- 4) разработка и обоснование организационно-технических мероприятий, обеспечивающих безопасное строительство и эксплуатацию стволов.

Методы исследований: при выполнении исследований использовалась комплексная методика, включающая в себя анализ и обобщение научной информации и практического опыта по изучаемому вопросу, натурные измерения конвергенции породных стенок и напряжений в крепи стволов методом больших и малых деформационных баз, математическая обработка полученных данных и выявление экспоненциальных зависимостей.

Научная новизна работы:

- выявлена закономерность деформирования окружающего массива призабойной зоны в условиях неупругого деформирования в процессе строительства вертикальных стволов;
- предложена экспоненциальная функция множителя α^* , позволяющая оценивать долю нереализовавшихся смещений породных стенок ствола, вызванных уходом забоя, в массиве в условиях неупругого деформирования;
- разработаны методы предотвращения нарушений крепи, вызванных конвергенцией породных стенок при уходе забоя строящегося ствола;

- обоснован выбор керамзитобетона в качестве податливого материала крепи вертикальных стволов, обеспечивающего устойчивость выработки в процессе ее строительства и эксплуатации;
- обоснованы рациональные параметры опережающей разгрузочной выработки, снижающей воздействие конвергенции породных стенок на крепь ствола.

Положения, выносимые на защиту:

1. Коэффициент α^* , отражающий сдерживающее влияние забоя ствола на конвергенцию породных стенок, в условиях неупругого деформирования описывается экспоненциальной зависимостью, согласно которой 95% полной конвергенции реализуется при удалении забоя на расстояние не менее 6 радиусов выработки.
2. Доля снижения негативного воздействия конвергенции породных стенок при применении опережающей выработки обратно пропорциональна отношению радиуса забоя основной выработки к радиусу забоя опережающей выработки.

Практическая значимость работы. На основании выявленных закономерностей деформирования окружающего массива в призабойной зоне ствола разработаны методы предотвращения нарушений крепи, которые направлены на уравнивание системы крепь - массив и обеспечение несущей способности крепи вертикальных шахтных стволов в процессе их строительства по совмещенной технологической схеме и эксплуатации.

Достоверность и обоснованность научных положений подтверждается результатами натурных исследований фактического напряженно-деформированного состояния системы крепь-массив, а также анализом результатов численного моделирования напряженно-деформированного

состояния массива горных пород, находящегося в условиях упругого и неупругого деформирования.

Апробация диссертации. Результаты диссертационной работы доложены и одобрены на всероссийских и международных научных конференциях: V – IX Всероссийская молодежная научно-практическая конференция «Проблемы недропользования» (г. Екатеринбург, 2012 – 2016 гг.); V – VIII Уральский горнопромышленный форум «Геомеханика в горном деле» (г. Екатеринбург, 2013 – 2016 гг.); IV Международная конференция «Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений» (г. Екатеринбург, УГГУ, 2013 г.).

Личный вклад автора:

- постановка задач исследований;
- выполнение экспериментальных натуральных измерений с применением больших и малых деформационных баз;
- математическая и статистическая обработка результатов измерений;
- разработка трехмерных конечно-элементных геомеханических моделей;
- создание и обоснование методик, обеспечивающих устойчивость выработок в блочном массиве, с использованием результатов численного моделирования;
- обоснование рациональных технологий, типов крепи и их параметров при строительстве стволов в массиве, находящемся в условиях неупругого деформирования.

Публикации. Материалы и основные положения работы доложены и одобрены на российских и международных конференциях. По теме диссертации опубликовано 11 печатных работ, в том числе 5 в журналах, рекомендованных ВАК.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, изложенных на 120 страницах машинописного текста, содержит 43 рисунка, 16 таблиц, список литературы из 104 наименований.

Автор выражает глубокую благодарность научному руководителю д.т.н. В. Е. Боликову за высокопрофессиональное руководство на всех этапах работы над диссертацией, д.т.н. А. Д. Сашурину (ИГД УрО РАН) за постоянное внимание к научной деятельности и консультации при выполнении работы. Автор благодарит А. Е. Балека, В.А. Антонова и Т. Ш. Далатказина за содействие, поддержку и консультации по вопросам диссертации. Автор благодарит коллектив отдела геомеханики ИГД УрО РАН за понимание и поддержку.

1. Современное состояние вопроса обеспечения устойчивости вертикальных стволов шахт в процессе их строительства и эксплуатации

1.1. Актуальность проблемы обеспечения устойчивости вертикальных стволов при их проходке и эксплуатации

Вертикальные шахтные стволы являются одними из наиболее значимых капитальных горных выработок, которые имеют непосредственный выход на земную поверхность и предназначены для обслуживания подземных горных выработок шахт, а их проходка – одним из самых ответственных, дорогостоящих и трудозатратных этапов строительства рудника. Таким образом проблема обеспечения устойчивости стволов решением которой занимались такие ученые как Н. С. Булычев, Б. З. Амусин, А. Д. Сашурин, В. Е. Боликов, А. В. Зубков, А. С. Саммаль, Н. И. Синкевич, Ю. Г. Феклистов, А. Е. Балек, Н. П. Влох, Б. А. Картозия, В. Н. Плешко, С. В. Борщевский и др. всегда актуальна и имеет большое значение в горнодобывающей промышленности.

Однако глубина освоения месторождений постепенно увеличивается. Рост уровня напряжений в горном массиве с глубиной обостряет проблему обеспечения устойчивости строящихся и эксплуатируемых капитальных горных выработок. На стадии проектирования выбранная крепь и ее характеристики должны обеспечивать устойчивость выработки в процессе строительства и эксплуатации, но, как показывает практика, этого зачастую не происходит. По данным Института горного дела УрО РАН, из 34 обследованных шахтных стволов в 18 произошли деформации и нарушения возведенной крепи [11].

Ствол «Центральный вентиляционный» через пять лет после начала разработки железнорудной шахты Северопесчанской был деформирован в интервале глубин от 30 м до 70 м [9]. Для сохранения комплекса центральных

стволов необходимо было законсервировать 24 млн. т. руды или почти 12% запасов месторождения, что привело к крупным финансовым потерям на предприятии. Деформации, повлекшие за собой столь значительные проблемы, возникли в результате того, что ствол на глубине 50 м пересекает тектоническое нарушение [1]. В процессе ведения очистных работ произошло изменение напряженно-деформированного состояния окружающего горного массива. Сформировавшееся вторичное поле напряжений спровоцировало подвижки в массиве в районе тектонического разлома, что привело к деформации крепи ствола и потере ее несущей способности.

В клетевом стволе шахты «Западная» Таштагольского рудника, в тектонически активном районе, произошли деформации формы поперечного сечения выработки, вследствие чего она приняла яйцевидную форму. В процессе проходки на расстоянии до забоя ствола около 9 м на отметке -132,4 м в стволе произошел микроудар с последующим обрушением породы из юго-западного борта ствола. Размеры вывала составляли: ширина 1,5 – 2,0 м, высота 7 м. Выше района вывала разрушился участок бетонной крепи шириной 2,5 м и высотой 1,5 м. Также на отм. -163 м в юго-западном борту снова произошел вывал породы объемом около 13 м³ (рис. 1.1) [10]. Большую роль в формировании нагрузки на крепь ствола и в ее разрушении сыграл не только структурный фактор массива, а именно его сланцеватость, но и деформирование массива в призабойной зоне, вызванное уходом забоя. Действие данного фактора прослеживается на участке крепи на отметке -132,4 м. При проходке ствола, когда расстояние до забоя составляло 9 метров, произошли деформации массива и вывал породы в забой. После восстановления разрушенного участка крепи дальнейшая проходка ствола также сопровождалась вывалами породы [1].

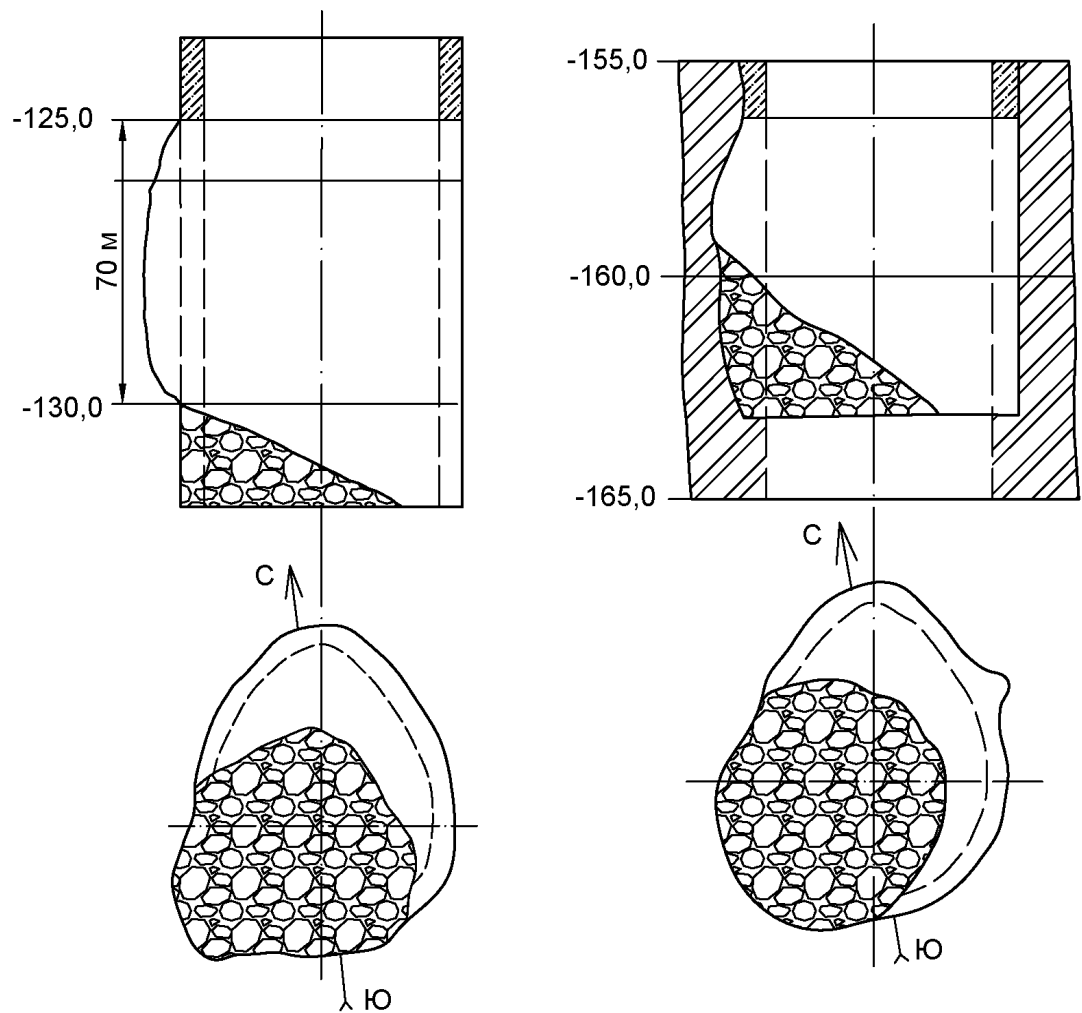


Рисунок 1.1 – Нарушенный участок крепи клетового ствола шахты
«Западная» Таштагольского рудника

При проходке ствола шахты «Новая Капитальная» Таштагольского месторождения в западном борту на глубине 414 – 419 м произошли нарушения бетонной крепи ствола [12]. С северо-восточной стороны ствола образовались продольные трещины в крепи шириной 1 – 3 мм и длиной 7 – 10 м. Кроме того, произошел вывал кусков бетона размером 250 × 150 мм. По мере сооружения ствола образовывались новые трещины в юго-западном направлении (рис. 1.2). Все нарушения крепи ствола происходили с северо-восточной и юго-западной сторон, что является результатом действия анизотропного поля напряжений в массиве горных пород [1]. Так как проходка ствола велась по совмещенной технологической схеме, то возникновение трещин в крепи стола в призабойной

зоне по мере его углубки обусловлено деформированием окружающего массива, вызванного уходом забоя, которое реализовалось в установленной крепи.

Возникшие нарушения бетонной крепи были устранены путем перекрепления 112 м ствола железобетонной крепью толщиной 500 мм, но упрочнение крепи не решило проблему, и она вновь была деформирована при дальнейшем возобновлении проходки. Принятые меры по упрочнению нарушенного участка крепи оказались весьма дорогостоящими и трудозатратными, но недостаточно эффективными.

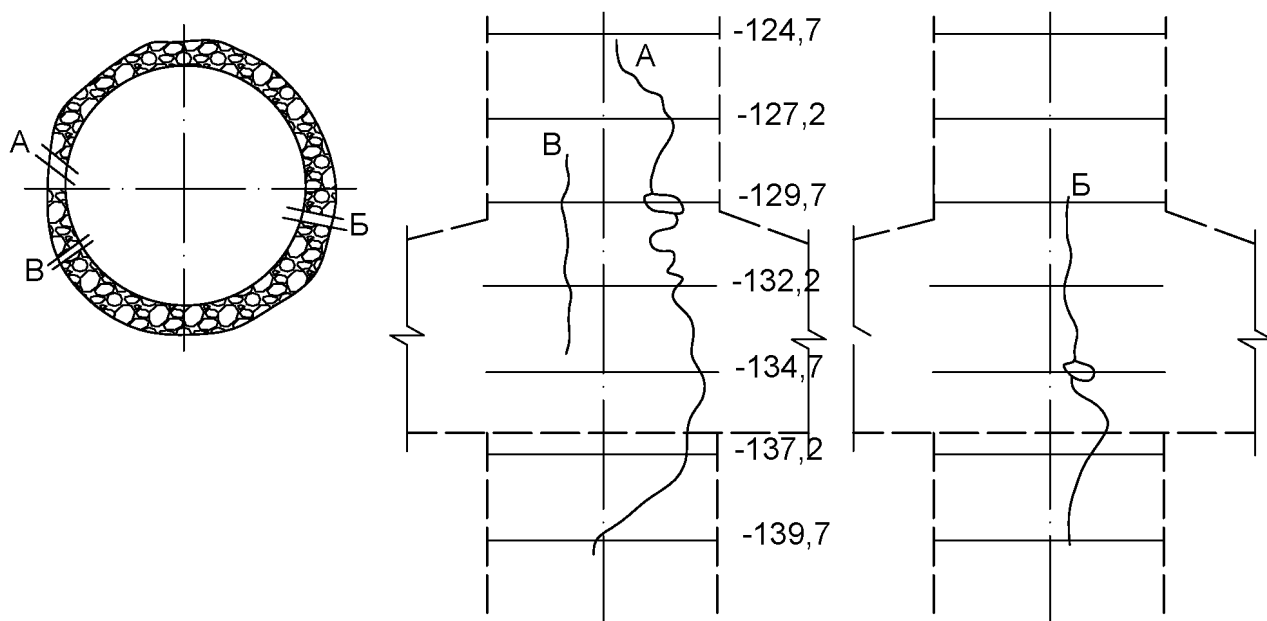


Рисунок 1.2 - Схема расположения трещин в бетонной крепи ствола шахты «Новая Капитальная» Таштагольского рудника

В стволе «Клетевой» Абаканского месторождения в процессе его строительства по совмещенной технологической схеме на интервале глубин 635 – 639 м (отм. -123 м) произошел микроудар с повреждением монолитной бетонной крепи в призабойной области. На расстоянии до забоя около 10 м появилась трещина в крепи длиной 4 м и шириной 5 мм, уходящая в глубь массива в юго-восточном направлении. Толщина поврежденной бетонной

крепи составляла около 400 – 500 мм. Класс используемого бетона В15. Необходимо отметить, что ранее в стволе в процессе проходки имели место стреляния пород с интенсивным заколообразованием начиная с отметки -90 м. Вмещающий массив скальных пород, в котором производилась проходка ствола «Клетевой», состоит из разных типов горных пород (рис. 1.3) [3]:

- гранодиориты (на глубине 590 м) с прочностью $\sigma_{сж} = 132$ МПа с действующими главными горизонтальными напряжениями $\sigma_I = -124$ МПа;
- туфопесчаники (на глубине 650 м) с прочностью $\sigma_{сж} = 96$ МПа с действующими главными горизонтальными напряжениями $\sigma_I = -94$ МПа.

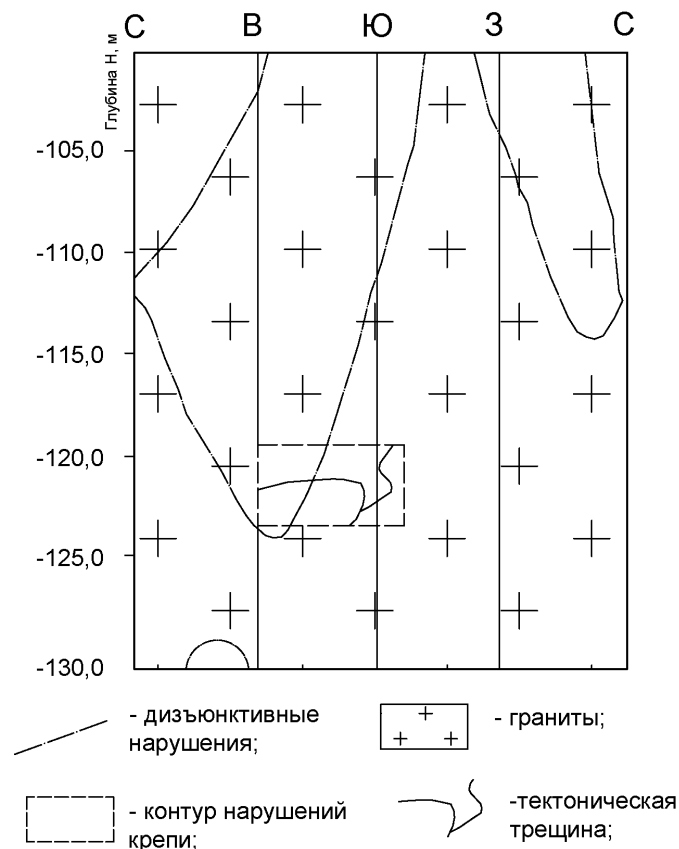


Рисунок 1.3 - Геологическая схема участка ствола «Клетевой» Абаканского месторождения

Основными факторами, оказавшими влияние на рост напряжений и нарушение бетонной крепи ствола, являются действующее поле напряжений во вмещающем скальном массиве и деформирование окружающего массива, вызванное уходом забоя ствола в процессе его строительства по совмещенной схеме. Массив находился в предельном напряженно-деформированном состоянии. Проходка ствола «Клетевой» и продвижение забоя вызвали концентрацию напряжений в призабойной зоне, в результате чего массив перешел в запредельное напряженно-деформированное состояние, что вызвало подвижки структурных блоков. Результатом подвижек стало нарушение бетонной крепи ствола.

На шахте «ДНК» Донского горно-обогатительного комбината в пяти стволах начиная с глубины 500 метров уровень напряжений в крепи достигал предела прочности бетона [4]. В клетевом и скипо-клетевом стволах наблюдались нарушения крепи в виде трещин и деформаций. Серьезная авария произошла в клетевом стволе. Двести метров крепи на интервале глубин 552 – 765 м было полностью разрушено (рис. 1.4) [1]. Для восстановления разрушенного участка ствола потребовалось более двух лет. Основной причиной большого количества аварийных ситуаций, произошедших на стволах шахты «ДНК», является превышение действующих напряжений в массиве его предела прочности на глубине более 500 м, в результате чего массив находится в условиях неупругого деформирования (запредельного напряженно-деформированного состояния), что провоцирует подвижки блоков. В клетевом стволе в процессе его строительства по совмещенной технологической схеме, влияние ухода забоя в совокупности с запредельным состоянием массива инициировало разрушение 200 метров крепи ствола и окружающего горного массива. Чтобы избежать дальнейших разрушений при проходке ствола, бетонная крепь была заменена чугунными тубингами конструкции «Шахтспецстроя» типа 85Н с толщиной спинки 40 мм и забутовкой закрепного пространства бетоном В15. После возобновления

проходки ствола вновь возникли деформации тубинговой крепи в виде горизонтальных трещин растяжения в спинках и горизонтальных ребрах тубингов. Таким образом, усиление постоянной крепи ствола не помогло избежать проблем с ее несущей способностью, как и в случае со стволом шахты «Новая Капитальная» на Таштагольском руднике. Дальнейшее возобновление проходки привело к деформациям вмещающего массива, связанным с уходом забоя ствола, в результате чего тубинговая крепь деформировалась, появились трещины в горизонтальных ребрах и спинках тубингов. Далее крепь была усилена переходом на конструкцию тубинговой крепи типа 85Н с толщиной спинки 60 мм и закрепным пространством мощностью 300 мм из монолитного бетона В25, тем самым обеспечив необходимую устойчивость выработки.

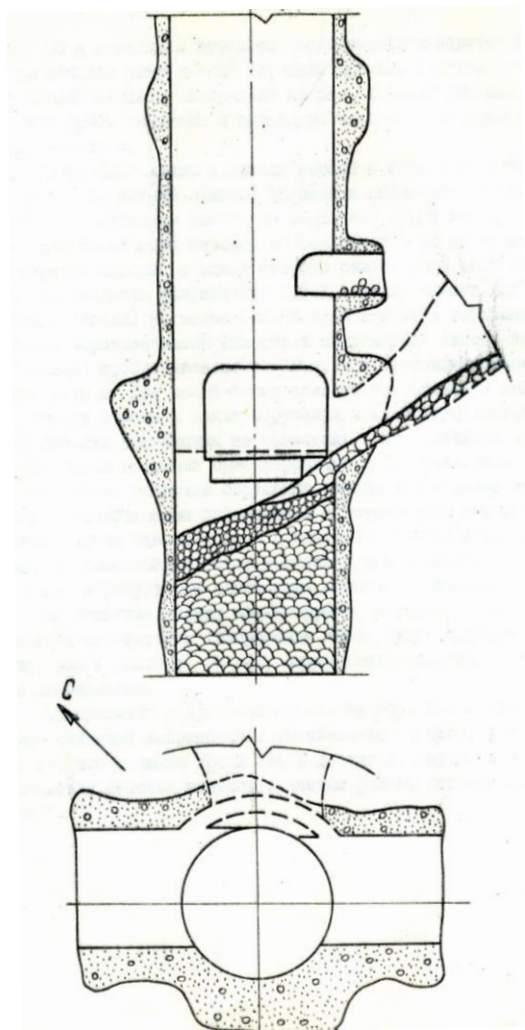


Рисунок 1.4 - Разрушение крепи клетевго ствола на шахте «ДНК»

Деформации и нарушения бетонной крепи ствола «Вентиляционный» шахты «ДНК» Дон ГОКа произошли на интервале отметок от +40 до +52 м. Крезь разрушилась, образовались вывалы до массива горных пород. На отметке +44 м (глубина 344 м) произошел сдвиг со сколом бетонной крепи, а на противоположной стороне ствола в юго-западном направлении образовались трещины в бетонной крепи. Все нарушения крепи происходили по мере проходки ствола вблизи забоя [5 – 7].

Также в стволе «Вентиляционный» возникли нарушения тубинговой крепи при проходке сопряжения на отм. -560 м (глубина 958 м) (рис. 1.5).

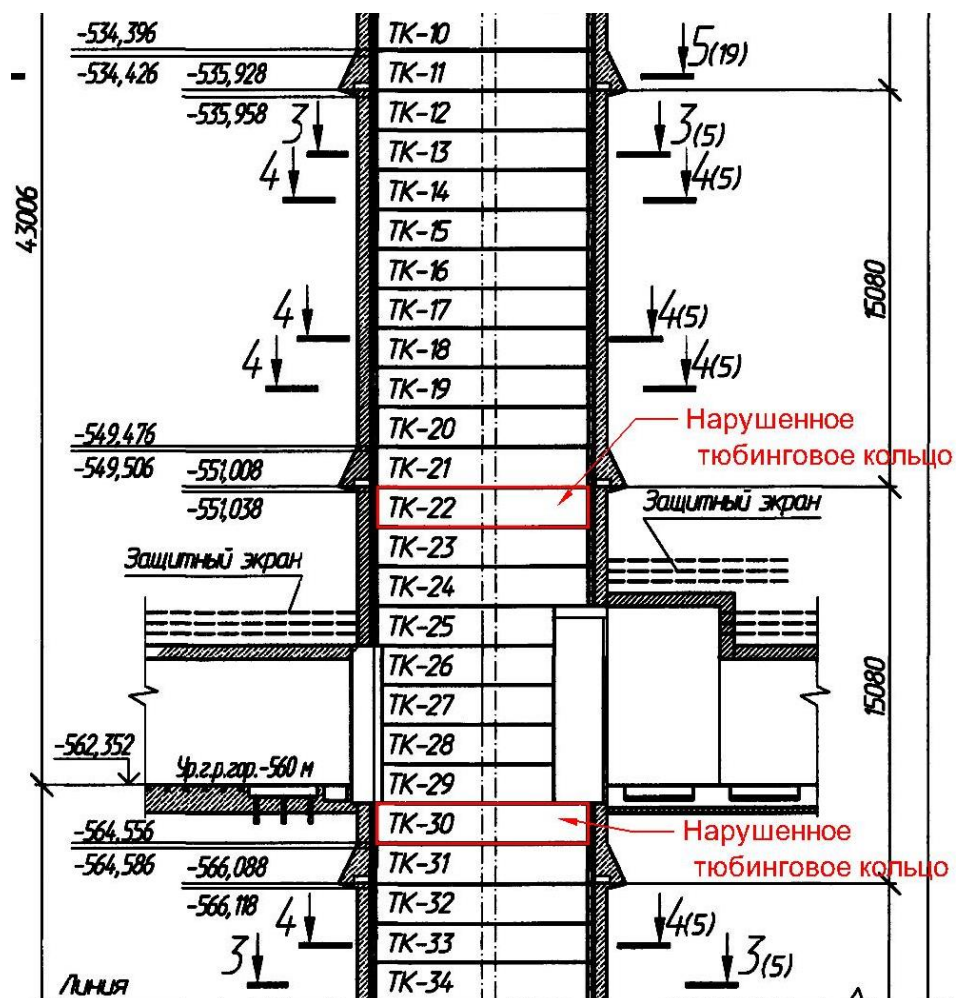


Рисунок 1.5 - Места нарушений тубинговых колец ствола «Вентиляционный» в районе сопряжения гор. отм. -560 м

Большое количество трещин образовалось в тубинговом кольце №22. Трещины появлялись на ребрах тубингов около болтовых соединений, вплоть до полного отрыва горизонтальной полки тубинга [5, 6]. По мере разделки сопряжения и углубки ствола в тубинговом кольце №30 и ниже образовывались трещины около болтовых соединений, крепь принимала эллипсовидную форму, что привело к срезанию болтов, соединяющих тубинги между собой. В данном кольце произошел полный раскол тубинга со стороны грузовой ветви сопряжения (рис. 1.6 – 1.7) [8].

Основной причиной возникновения аварийных ситуаций в процессе строительства ствола «Вентиляционный», также как и при проходке других стволов Донского горно-обогатительного комбината, являются деформации, вызванные уходом забоя ствола, которые приводят к концентрации высоких напряжений в крепи в призабойной зоне. Особенно стоит отметить участок ствола около горизонтальных сопряжений, где и произошли основные нарушения крепи в стволе «Вентиляционный», так как давление на крепь оказывает деформирование окружающего массива, вызванное уходом забоев ствола и ветвей сопряжения.

Рассмотренные случаи нарушений целостности крепи строящихся и эксплуатируемых стволов шахт показали, что нарушение несущей способности крепи стволов влечет за собой множество негативных последствий, связанных с серьезными затратами на ее восстановление, снижением скорости проходки строящегося ствола, нарушением эффективности работы шахты, а иногда и с полной остановкой работ или консервацией выработок [98].

Таким образом, можно сделать вывод, что обеспечение устойчивости вертикальных стволов является острой и актуальной проблемой, от результата решения которой во многом зависит эффективность работы горнодобывающих предприятий, а также безопасность при их строительстве и эксплуатации.



Рисунок 1.6 – Раскол тубинга в кольце №30 ствола «Вентиляционный» в районе сопряжения гор. отм. -560 м



Рисунок 1.7 – Отрыв полки тубинга в кольце №22 ствола «Вентиляционный» в районе сопряжения гор. отм. -560 м

1.2. Современные методы обеспечения устойчивости стволов при различных технологических схемах проходки

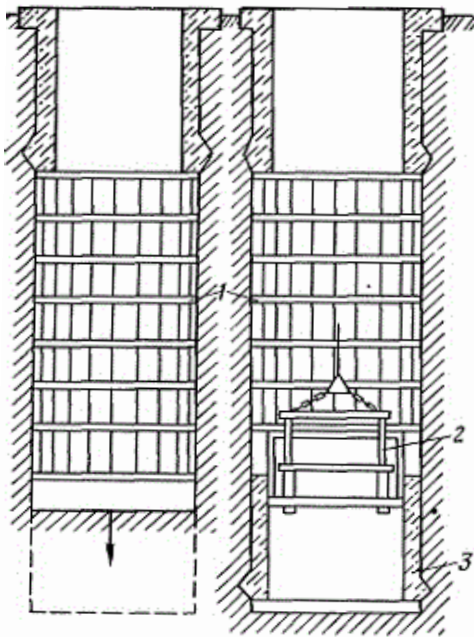
Технология проходки вертикальных стволов шахт определяется способом разрушения вмещающих горных пород и средствами механизации технологических процессов и последовательности их выполнения [13].

Устойчивость стволов в процессе их строительства и последующей эксплуатации обеспечивается выбором необходимой технологической схемы проходки, типа крепи, исходя из категории устойчивости вмещающего горного массива, и расчетом необходимых параметров крепи [14]. В настоящее время в практике проходки стволов известны три основные технологические схемы.

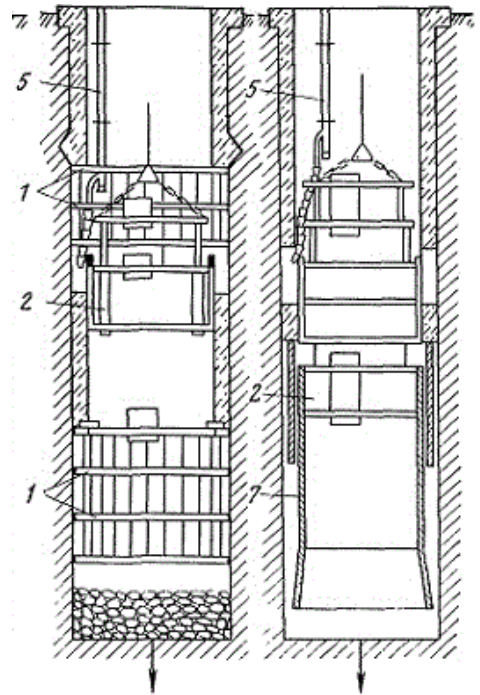
Последовательная схема является наименее совершенной и применяется крайне редко, так как скорость проходки не превышает 30 – 40 м/мес. Она характеризуется одновременностью ведения работ по выемке породы и возведению постоянной крепи, как в отдельном участке с применением временной крепи, так и в заходке размерами от 2,0 до 4,5 м без применения временной крепи. В каждом участке работы по выемке и установке постоянной крепи проводятся последовательно, то есть, после закрепления очередного участка начинается выемка породы в следующем и т. д. (рис. 1.8). Достоинствами этой схемы являются простая организация работ и минимальная потребность в оснащении ствола проходческим оборудованием. К недостаткам относят низкую скорость проходки из-за периодической остановки работ по выемке породы и возведению крепи, значительные затраты времени на возведение, а затем на демонтаж временной крепи, потери времени на выполнение вспомогательных работ, связанных с откачкой воды, непрерывными переходами от выемки породы к возведению крепи и т. д. Для проходки стволов на большие глубины данная схема не применяется. В основном она используется при строительстве устьев стволов, технологических

отходов, шурфов и стволов глубиной до 100 м по причине выше указанных недостатков [13, 72].

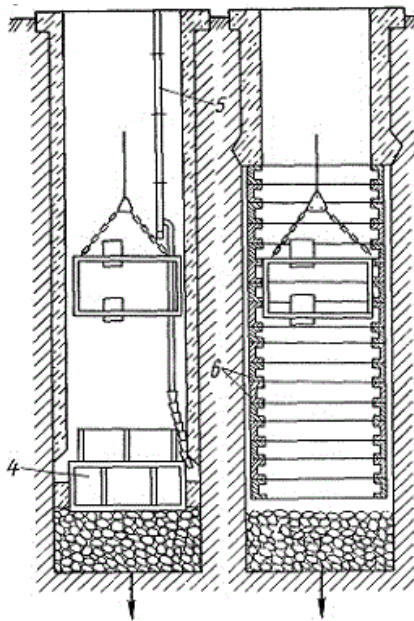
а) Последовательная



б) Параллельная



в) Совмещенная



а) Последовательная технологическая схема строительства стволов: 1-временная крепь, 2-двухэтажный проходческий полук, 3-опорный венец;

б) Параллельная технологическая схема строительства стволов: 1-временная крепь, 2-двухэтажный проходческий полук, 3-опорный венец, 4-створчатая опалубка, 5-труба для спуска бетона, 7-щитовая оболочка;

в) Совмещенная технологическая схема строительства стволов: 4-створчатая опалубка, 5-труба для спуска бетона, 6-тюбинги.

Рисунок 1.8 – Технологические схемы проходки вертикальных стволов шахт

При параллельной схеме строительства стволов выемку породы и возведение постоянной крепи осуществляют одновременно в двух смежных звеньях, то есть крепь возводят с отставанием от забоя на одно звено. Известны три варианта данной технологической схемы (рис 1.8):

- 1) Совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи достигается за счет применения временной крепи, устанавливаемой по мере продвижения забоя, промежуточного полка и подвешного полка, с которого заходками снизу вверх возводится постоянная крепь. Выемка породы и возведение постоянной крепи ведутся в разных направлениях [13].
- 2) Совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи достигается применением щитовой оболочки, многоярусного проходческого полка и передвижной опалубки с поддоном. Выемка породы из забоя и возведение постоянной крепи с подвешного полка ведут в направлении движения забоя [13].
- 3) Совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи с многоярусного полка обеспечивается применением временной анкерной крепи или за счет устойчивости боковых пород, что позволяет оставлять участок ствола протяженностью 15 – 25 метров без постоянной крепи. Выемка породы из забоя и возведение постоянной крепи ведутся в направлении движения забоя [13].

Параллельная схема проходки стволов является одной из самых подходящих схем строительства стволов в тектонически напряженном горном массиве, так как возведение постоянной крепи и проходка забоя производятся параллельно на расстоянии друг от друга, равном 15 – 25 м, в результате чего крепь вступает во взаимосвязь с массивом после реализации значительной части смещений породных стенок, вызванных уходкой забоя ствола [15, 16]. Тем самым напряжения в постоянной крепи не достигают предельных

значений, и крепь находится в устойчивом состоянии. В России объем строительства стволов по параллельной схеме очень мал в силу своей технологической и организационной сложности и составляет всего около 5 – 8%.

Совмещенная схема строительства стволов предусматривает выполнение операций по выемке породы и возведению постоянной крепи последовательно или с частичным совмещением в призабойной части ствола на высоте одной заходки (3 – 5 м). Проходку ствола ведут без применения временной крепи. Работы в забое выполняют в следующем порядке: бурят и заряжают шпуры, поднимают полук и другое проходческое оборудование на безопасную высоту, взрывают, проветривают, приводят забой в безопасное состояние, опускают полук, убирают породу на высоту, равную высоте опалубки, оставшуюся породу разравнивают, опускают и центрируют опалубку, укладывают за нее бетонную смесь. После этого убирают оставшуюся породу в забое. В дальнейшем все операции повторяют в такой же последовательности (рис. 1.8) [13].

Достоинством совмещенной схемы является то, что все работы проводят непосредственно в забое ствола, поэтому упрощается организация и повышается безопасность работ, поскольку при возведении железобетонной крепи металлическую опалубку устанавливают, опирая ее на забой. Таким образом, забой играет роль опоры для опалубки, не позволяя вытекать бетону при его заливании. Если в качестве постоянной крепи используется тубинговая крепь, то забой также используется в качестве опоры для монтажа тубингового кольца и поддона для тампонажа затрубного пространства. Обеспечивается высокая механизация основных процессов проходки и упрощается оснащение ствола. К недостаткам схемы относят увеличение числа «холодных швов» при возведении крепи отдельными заходками, вследствие чего повышается ее водопроницаемость. Кроме того, отсутствует полное совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи [13]. Так как возведение крепи

происходит у забоя, то дальнейшая проходка ствола и продвижение забоя вызывает радиальные смещения породных стенок (конвергенцию), в результате чего уровень напряжений в крепи призабойной зоны возрастает. В зависимости от напряженно-деформированного состояния горного массива, напряжения в крепи могут достигать предельных значений, что влечет за собой ее нарушение (рис. 1.8) [17].

Отсюда можно сделать выводы, что самая подходящая технологическая схема проходки вертикальных стволов в тектонически напряженном горном массиве – это параллельная, так как она обеспечивает высокую скорость проходки, порядка 80 – 120 м/мес и отставание постоянной крепи от забоя порядка 15 – 25 м, что позволяет уберечь возведенную крепь от разрушающих нагрузок со стороны вмещающего массива. Но данная схема наиболее сложная в технологическом и организационном плане по сравнению с другими, поэтому она редко применяется в РФ.

Наиболее сбалансированной и, как следствие, самой распространенной схемой строительства вертикальных стволов в РФ является совмещенная, так как она обеспечивает относительно высокую скорость проходки (60 – 75 м/мес) при своей относительной технологической и организационной простоте. По данным статистики, доля стволов, проходка которых осуществляется по совмещенной технологической схеме, составляет 95 – 98 % [13].

Как показывает практика, скорость проходки 60 – 75 м/мес обеспечить крайне проблематично. Применение совмещенной технологической схемы строительства стволов подразумевает возведение постоянной крепи у забоя ствола, тем самым подвергая крепь действию конвергенции породных стенок, вызванной уходом забоя, что влечет за собой рост напряжений в крепи и ее нарушение, в результате чего часть времени, отведенного на строительство ствола, тратится на ремонт нарушенных участков крепи. Например, в процессе строительства ствола «Вентиляционный» на Дон ГОКе на интервале глубин 900

– 1200 м средняя скорость в последний год проходки ствола упала до 8 м/мес, так как достаточно много времени уходило на ремонт нарушенных участков тубинговой крепи.

Помимо выбранной технологической схемы проходки ствола, за устойчивость выработки отвечает выбранный тип крепи и ее параметры. В процессе строительства ствола в качестве постоянной крепи в основном используют монолитную бетонную и железобетонную крепь, доля которых на горных предприятиях РФ составляет 98% от общего среднегодового объема проходки стволов. На участках стволов со сложными горно-геологическими, гидрогеологическими и геомеханическими условиями, как правило, применяют тубинговую металлическую или тубинговую железобетонную, а также комбинированные многослойные крепи (сталебетонные, чугунобетонные и т. д.). Другие виды крепи (каменная, блочная бетонная, деревянная) используются крайне редко и в основном в благоприятных горно-геологических условиях. Облегченные виды крепи (анкерная, набрызгбетонная) применяют в стволах, проходимых в породах с I и II категорией устойчивости, с притоками воды не более 5 м³/ч [13].

Для предотвращения нарушений крепи и защиты стволов в настоящее время применяют следующие меры:

- Конструктивные (усиление и приспособление крепи к ожидаемым деформациям с целью снижения напряжений в элементах конструкции);
- Горно-конструктивные (уменьшение смещений пород или их укрепление в некоторой области, установка штанговой крепи в сочетании с другими видами крепи, например, набрызгбетоном);
- Горные (оставление предохранительных целиков необходимых размеров, рациональный порядок ведения очистных работ у границ целика, закладка выработанного пространства, разгрузка пород от повышенных

напряжений, рациональное расположение выработок околоствольных дворов, закладка погашенных выработок);

- Горно-технологические (укрепление пород в некоторой области, тампонаж или их ослабление с целью снижения перемещений на контуре ствола или давления на крепь);
- Технологические (выбор рациональной технологии, например, обеспечение достаточного отставания крепи от забоя, применение особо прочных бетонов, повторная проходка ствола по нарушенным породам и др).

Анализ причин нарушений крепи вертикальных стволов и методов повышения ее несущей способности показал, что в практике шахтного строительства для обеспечения устойчивости вертикальных стволов в процессе их строительства и эксплуатации в сложных горно-геологических и геомеханических условиях наибольшее распространение получили конструктивные меры, направленные на повышение прочностных характеристик крепи. В основном это использование бетона и чугуна с более высоким пределом прочности, изменение параметров крепи (увеличение толщины бетона, ширины полок тубинговых колец и т. д.), а также возведение комбинированной многослойной крепи [71]. Данные способы являются крайне дорогостоящими и, как видно из раздела 1.1, не всегда обеспечивают устойчивость вертикальных стволов.

1.3. Цель и задачи исследования

Цель диссертационной работы: обоснование технологии строительства вертикальных стволов, обеспечивающей несущую способность крепи при совмещенной схеме проходки.

Для достижения поставленной цели требуется решить следующие задачи:

- 1) проведение натуральных исследований напряженно-деформированного состояния системы крепь-массив в призабойной зоне ствола в процессе проходки;
- 2) анализ напряженно-деформированного состояния массива в окрестности забоя строящегося ствола;
- 3) выявление и исследование закономерностей неупругого деформирования вмещающего массива горных пород;
- 4) разработка организационно-технических мероприятий, обеспечивающих безопасное строительство и эксплуатацию стволов.

1.4. Выводы

- 1) В настоящее время проблема обеспечения устойчивости вертикальных стволов шахт в процессе их строительства и эксплуатации изучена не полностью. Развитие горнодобывающей промышленности, увеличение глубины разработки полезных ископаемых и усложнение горно-геологических и геомеханических условий ведения работ определяет высокую степень актуальности данной проблемы. Недостаточное внимание к ее решению может привести к неоправданным материальным затратам, а иногда к катастрофическим последствиям и человеческим жертвам.
- 2) Из всех современных технологических схем строительства вертикальных шахтных стволов наиболее сбалансированной и, как следствие, самой распространенной, является совмещенная схема. Однако, она не в полной мере учитывает горно-геологические условия иерархически блочного горного массива и его напряженно-деформированного состояния. В результате этого, совмещенная схема не обеспечивает необходимую несущую способность крепи строящихся стволов, а наоборот, провоцирует рост уровня

напряжений в крепи призабойной зоны вплоть до предельных значений.

- 3) В горной промышленности в процессе строительства шахтных стволов при нарушении крепи в основном используют конструктивные меры обеспечения устойчивости, направленные на использование дорогостоящей крепи с повышенными прочностными характеристиками. Однако на практике данные мероприятия не всегда обеспечивают необходимую устойчивость, а лишь приводят к излишним финансовым и временным затратам.

2. Геомеханическая модель напряженно-деформированного состояния системы вмещающий горный массив - крепь вертикального ствола

2.1 Горно-геологические условия и физико-механические свойства пород вмещающего массива

Современные горные науки и науки о Земле располагают обширными сведениями о физико-механических свойствах горных пород в куске, позволяющими решать многие горнотехнические задачи [18, 19]. Исследования свойств горных пород в реальных массивах, в условиях их естественного залегания, носят пока единичный характер и касаются относительно небольших объемов, поэтому выбор деформационных свойств геомеханической модели сопряжен с серьезными трудностями, обусловленными недостаточной изученностью поведения горных пород в массивах [20, 87].

Реальный массив скальных пород обладает чрезвычайно сложной структурой. Даже небольшие образцы скальной породы, такие как керны, представляют собой композитную и многофазную среду, состоящую из различных минеральных элементов с отличающимися физическими свойствами, из трещин, микротрещин и пор, насыщенных газом и жидкостью. При рассмотрении же больших объемов наглядно проявляется блочное строение породных массивов, обусловленное многочисленными структурными неоднородностями и нарушениями, такими как разломы, зоны дробления, открытые и закрытые трещины (рис. 2.1) [21, 79, 80].

К этой картине добавляются неоднородности, обусловленные литологической изменчивостью пород – химического состава и текстуры, различной степенью эрозии и обводненности, характером напластования и складчатости, вторичной минерализации открытых трещин и др. Дискретность и неоднородность среды приводит к неоднородности ее напряженно-деформированного состояния, а наличие структурных неоднородностей

различного размера – к масштабной неоднородности, то есть к качественно и количественно различным свойствам массива горных пород при различных объемах его деформирования и базах исследований [20 – 23, 77].



Рисунок 2.1 – Иерархически-блочный массива горных пород [21]

При пространственной базе измерений, находящейся в пределах относительно монолитного структурного блока деформирующегося массива, следует рассматривать массив как сплошную однородную среду. По мере увеличения базы и пересечения ею межблоковых границ, разделяющих подвижные структурные блоки, необходимо учитывать взаимные подвижки, следовательно, массив рассматривается как дискретная среда. Однако при дальнейшем увеличении рассматриваемых пространственных масштабов взаимные разнонаправленные подвижки структурных блоков усредняются, в результате чего массив снова можно рассматривать как сплошную квазиупругую среду [24].

Учитывать всю совокупность перечисленных неоднородностей горного массива невозможно. Для выявления общих закономерностей деформирования

хаотично-трещиноватого, иерархически блочного массива скальных пород, как правило, используют квазиоднородную, квазиупругую модель среды с усредненными параметрами массива.

Обоснование геомеханической модели по формированию напряженно-деформированного состояния системы окружающего горного массива и крепи вертикальных стволов осуществлено на примере рудных месторождений Урала и Казахстана. Механические свойства основных руд и пород скальных массивов, рассматриваемых месторождений, полученные в образце по результатам лабораторных исследований, приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Физико-механические и прочностные свойства основных пород и руд железорудных и хромитовых месторождений Уральского региона

Породы и руды	Коэффициент крепости	Удельный вес пород, МН/м ³	Коэффициент Пуассона	Прочностные и упругие свойства пород в куске	
				Предел прочности на одноосное сжатие*, МПа	Модуль упругости, ГПа
1	2	3	4	5	6
Северопесчанское месторождение					
Порфириты	10 - 12	0,027	0,27 - 0,30	-90 ÷ -105	110 - 130
Диориты	10 - 11	0,026	0,23 - 0,30	-75 ÷ -100	105 - 120
Скарны	5 - 6	0,027	0,26 - 0,30	-45 ÷ -55	35 - 60
Известняки	7 - 8	0,026	0,24 - 0,34	-65 ÷ -75	80 - 100
Магнетиты	9 - 10	0,038	0,23 - 0,32	-85 ÷ -100	100 - 110
Новопесчанский участок					
Известняки	12 - 14	0,027	0,30 - 0,33	-90 ÷ -110	80- 90
Скарны	8 - 10	0,027	0,26 - 0,30	-100 ÷ -130	120 - 150
Порфириты	12 - 16	0,027	0,25 - 0,30	-150 ÷ -200	140 - 145

Магнетиты	9 - 12	0,038	0,30	-95 ÷ -105	110 - 130
Гороблагодатское месторождение					
Порфириты	10 - 13	0,026	0,33	-134	60 - 100
Скарны	8 - 11	0,028	0,30	-115	70 - 120
Туфогравелиты	6 - 7	0,026	0,20	-70	30 - 40
Магнетиты	6 - 12	0,038	0,23 - 0,28	-50 ÷ -76	30 - 80
Сиениты	10 - 12	0,027	0,35	-110	70 - 90
Валуевское месторождение					
Порфириты	12	0,026	0,20 - 0,28	-120 ÷ -160	60 - 90
Сиениты	13	0,027	0,30	-130 ÷ -135	50 - 55
Магнетиты	7 - 8	0,038	0,35	-75 ÷ -80	85 - 90
Высокогорское месторождение					
Порфириты	10-12	0,028	0,20	-110	60
Сиениты	12 - 14	0,029	0,28	-143	50
Известняк	6-8	0,027	0,38	-68	40
Магнетиты	10-11	0,039	0,34	-100	90
Лебяжинское месторождение					
Роговики	12-13	0,031	0,28	-130	80
Скарны	10 - 12	0,033	0,34	-122	90
Магнетиты	8-10	0,039	0,37	-80	100
Естюнинское месторождение					
Скарны	12 - 14	0,031	0,29	-120	60
Пироксен- плагиоклазовые породы	16 - 18	0,029	0,38	-183	60
Роговики	16	0,029	0,29	-150	60

Магнетиты	8 - 10	0,039	0,28	-80	65
Бакальское месторождение					
Доломиты	11 - 13	0,029	0,32	-167	100
Кварциты	10 - 13	0,027	0,35	-133 ÷ -200	100
Диабазы	9 - 10	0,027	0,39	-98	90
Сидериты	10 - 13	0,036	0,35	-70- -85	100
Соколовское месторождение					
Известняки	8 - 10	0,026	0,30	-114	60
Туффиты	14	0,026	0,28	-147	60
Диабазовый порфирит	6 - 7	0,027	0,28	-190	50
Кемпирсайские хромитовые месторождения шахта "Молодежная"					
Дуниты	9 - 10	0,026	0,27	-45 ÷ -90	35
Серпентинит	6 - 7	0,025	0,25	-25 ÷ -30	30 - 40
Перидотит		0,027	0,25	-30 ÷ -60	25 - 60
Хромовая руда	8 - 10	0,040	0,30	-32 ÷ -80	40
Кемпирсайские хромитовые месторождения шахта "ДНК"					
Габброамфиболит	8 - 10	0,026	0,27	-28- -56	25
Дуниты	8 - 10	0,025	0,25 - 0,31	-25 ÷ -108	25 - 70
Хромовая руда	6 - 8	0,040	0,30	-27 ÷ -69	53

Приведенные в таблице 2.1 месторождения приурочены к массивам скальных горных пород. Отличительной особенностью является достаточно

высокая прочность в образце, а также хрупкий характер разрушения, то есть без существенных пластических деформаций. Данные таблицы 2.1 свидетельствуют, что на всех рассмотренных месторождениях предел прочности пород на сжатие превышает 25 – 30 МПа, а модуль упругости превышает 25 – 50 ГПа. Крепость вмещающих пород наиболее распространена в пределах 10 – 15. На месторождениях Бакальское, Соколовское, Лебяжинское и Хромитовое встречаются разновидности слабых пород с коэффициентом крепости 7 – 10, наблюдается низкая устойчивость пород, связанная с серпофитовым заполнителем [25]. Исходя из выше сказанного, следует, что в данной диссертационной работе при проведении исследований деформирования окружающего горного массива скальных пород на пространственной базе, ограниченной размерами вертикального ствола, массив следует рассматривать, как сплошную, однородную, квазиупругую среду с действующим в ней анизотропным тектоническим полем напряжений. Однако при решении конкретных задач не стоит забывать о неоднородности реального горного массива скальных пород и о наличии в нем локальных отклонений от общих закономерностей, которые оказывают значительное влияние на деформирование вмещающего массива и несущую способность возводимой крепи.

2.2 Механизм проявления деформаций, вызванных изменениями напряженно-деформированного состояния вмещающего массива

Характерным свойством иерархически блочного массива горных пород, является наличие поля первоначальных природных напряжений, определяющих горное давление в породном массиве еще до начала ведения в нем каких либо работ [26, 78].

Представление о статической и гравитационной природе горного давления (А. Гейм, А. Н. Динник) господствовало в горной науке вплоть до середины XX века, пока на основании косвенных геофизических данных и прямых замеров напряжений в горном массиве не было выявлено наличие

переменной тектонической составляющей, действующей в нем наряду с собственным весом пород, и зачастую существенно превышающей величину геостатических напряжений.

Благодаря мониторинговым наблюдениям и появлению высокоточного геодезического оборудования повсеместно установлено наличие современных движений земной коры – геодинамических подвижек, которые связаны с ее напряженным состоянием. Кардинальный пересмотр взглядов на геодинамический фактор начался с гипотезы А. Вагнера о движении континентов, которая к 60-м годам прошлого века обрела статус теории тектоники литосферных плит. Эта теория наделила массив горных пород горизонтальными движениями в виде перемещения литосферных плит материков по пластичной астеносфере [27, 91].

В настоящее время в гипотезе современной геодинамики движения блоков земной коры имеют вертикальные и горизонтальные составляющие, скорости которых различны и зависят главным образом от тектонического типа региона, строения и местоположения участка земной коры. Существует два вида современных геодинамических движений – трендовые и циклические, которые придают массиву постоянную подвижность, которая выступает как естественная форма существования геологической среды. Подвижки блоков относительно друг друга происходят по структурным нарушениям (рис. 2.2). Трендовые движения сохраняют на относительно продолжительных промежутках времени направление и скорость смещения. Циклические движения имеют периодические знакопеременные изменения направления движения и характеризуются частотой циклов и амплитудой перемещения в цикле. Ю. О. Кузмин выявил геодинамические движения с продолжительностью циклов 0,1 – 1,0 года. Длиннопериодные и среднепериодные циклические движения при мониторинге с непродолжительным периодом наблюдений трудно отличить от трендовых [28]. С использованием высокоточных систем спутниковой геодезии *GPS* д.т.н. А. Д. Сашуриным в процессе многолетних исследований выявлен

новый вид современной геодинамической активности – цикличные, полигармонические короткопериодные движения с продолжительностью циклов от нескольких секунд до часов и более. Максимальные амплитуды вертикальных смещений достигают 85 – 100 мм, горизонтальных 50 – 65 мм, а максимальные деформации при этом достигают по растяжению-сжатию $1,2 \times 10^{-3}$, по наклону $2,5 \times 10^{-3}$ мм [29 – 31].

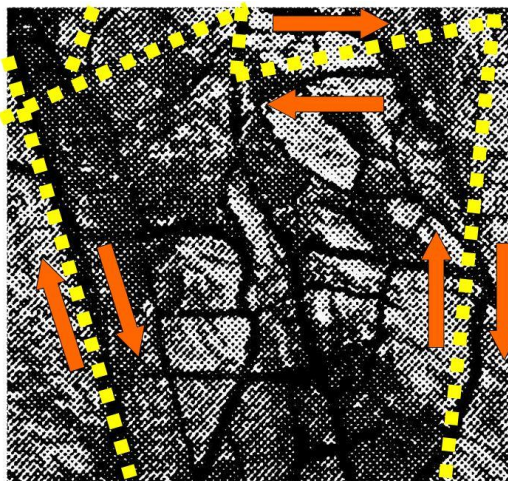


Рисунок 2.2 – Схема подвижки блоков иерархически блочного массива скальных пород

Геодинамическая активность иерархически блочного горного массива и уровень неоднородности его напряженно-деформированного состояния определяется процессами деструкции и самоорганизации. Процессы деструкции и самоорганизации происходят в естественных условиях и в областях техногенного воздействия объектов недропользования и относятся к важнейшим факторам, формирующим дискретный характер напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Эти процессы имеют противоположную направленность: процесс деструкции разбивает массив на структурные блоки, а процесс самоорганизации формирует из них новые блоки разных иерархических уровней. В пассивном, неподвижном массиве горных пород, находящемся в равновесном состоянии, процессы деструкции и самоорганизации исключаются. Для их реализации необходимо изменение напряженно-деформированного состояния, источником которого в

естественных условиях выступают современные геодинамические движения [99]. Изменение напряженно-деформированного состояния массива, вмещающего в себя подземные горные выработки, может сопровождаться ростом нагрузки на возведённую крепь, в результате чего происходят ее нарушения [24, 88 – 90].

В процессе ведения техногенной деятельности, например, строительства подземных горных выработок или выемки рудного тела, к современным геодинамическим движениям в массиве добавляются техногенные геомеханические движения, сопровождающиеся нарушением естественного и формированием вторичного напряженно-деформированного состояния [24, 64 – 65]. При разработке месторождения и образовании выработанного пространства большого объема (камеры), в массиве горных пород формируются две обширные области деформирования: внутренняя и внешняя. Внутренняя зона формируется в результате перераспределения напряжений вокруг техногенной области возмущения под действием уравновешенной системы сил, образуя в породном массиве зону деформирования, где нарушается первичная структура массива. Массив деформируется, происходят подвижки отдельных породных блоков и смещение породных стенок строящихся подземных горных выработок [66]. Геометрические параметры внутренней зоны деформирования определяются размерами и морфологией обрабатываемых рудных тел и глубиной их залегания, а также физико-механическими свойствами вмещающих пород, структурными особенностями породного массива и его напряженно-деформированным состоянием. Согласно классическим положениям теории упругости [60 – 63], внутреннюю зону деформирования следует рассматривать также и как область формирования вторичного напряженно-деформированного состояния под действием уравновешенной системы сил, вызванных образованием выработанного пространства от подземных разработок или карьера, а также зоны обрушения. В соответствии с принципом Сен-Венана, эта область носит локальный характер, и размеры ее

распространения в породном массиве составляют от 2.5 до 3 радиусов возмущающей техногенной полости (рис. 2.3) [35 – 36].

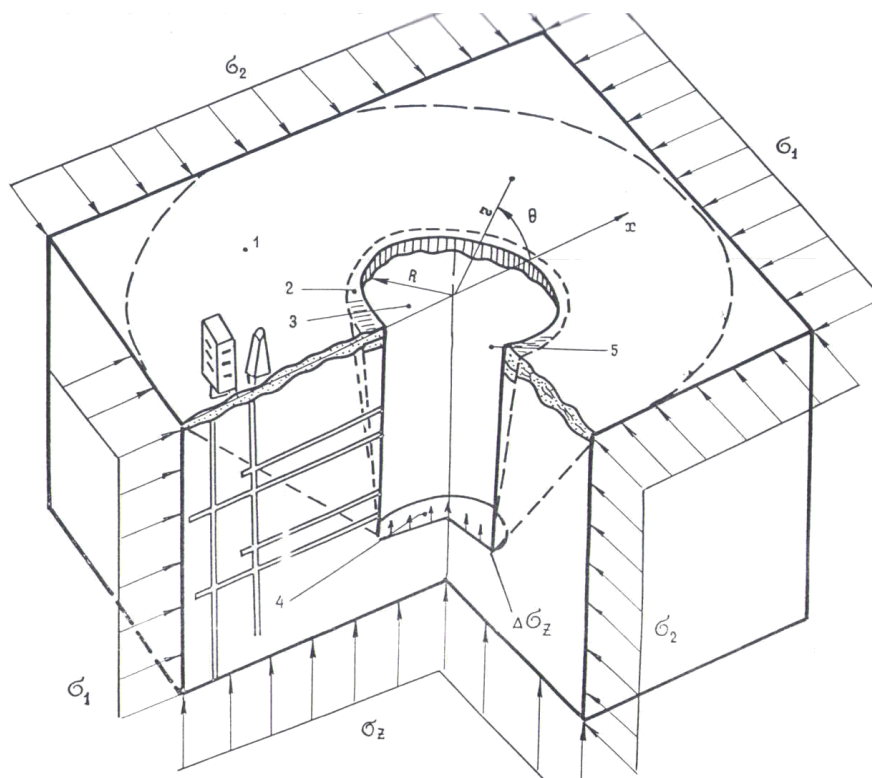


Рисунок 2.3 – Геомеханическая модель напряженно-деформированного состояния массива горных пород при разработке рудного тела: 1 – внешняя зона, 2 – внутренняя зона, 3 – зона обрушения, 4 – рудное тело

Внешняя зона, распространяющаяся на несколько километров, формируется в результате нарушения изостазии за счет выемки полезного ископаемого из области техногенного возмущения. Она не вызывает существенных деформаций в массиве горных пород в этой области, сохраняя его первоначальную структуру, но выступает как инициирующий фактор, способный нарушить хрупкое равновесие, существующее в массиве, и в комплексе с существующими современными геодинамическими движениями вызвать проявления вторичной наведенной геодинамической активности и серьезные катастрофические последствия. Размеры внешней области деформирования составляют 18.0 – 20.0 размеров области техногенных возмущений [32 – 36] (рис. 2.3).

Вертикальные стволы и другие капитальные горные выработки, как правило, находятся за пределами внутренней зоны деформирования, но попадают во внешнюю зону вторичного напряженно-деформированного состояния. На различных этапах отработки рудного тела в пределах горизонта (I этап – выработанное пространство в виде круга, II – III этапы в виде эллипса) напряженное состояние в пределах зоны влияния будет изменяться, поэтому выработки, расположенные в этой зоне, будут испытывать вторичное напряженно-деформированное состояние, которое впоследствии может негативно повлиять на несущую способность крепи подземных горных выработок, в том числе вертикальных стволов (рис. 2.4), как это произошло на шахте «Северопесчанская», где в результате ведения очистных работ ствол «Центральный вентиляционный» был деформирован в интервале глубин 30 – 70 м (рис. 2.4). Для сохранения комплекса центральных стволов необходимо было законсервировать 24 млн. т. руды или почти 12% запасов месторождения, что привело к крупным финансовым потерям на предприятии.

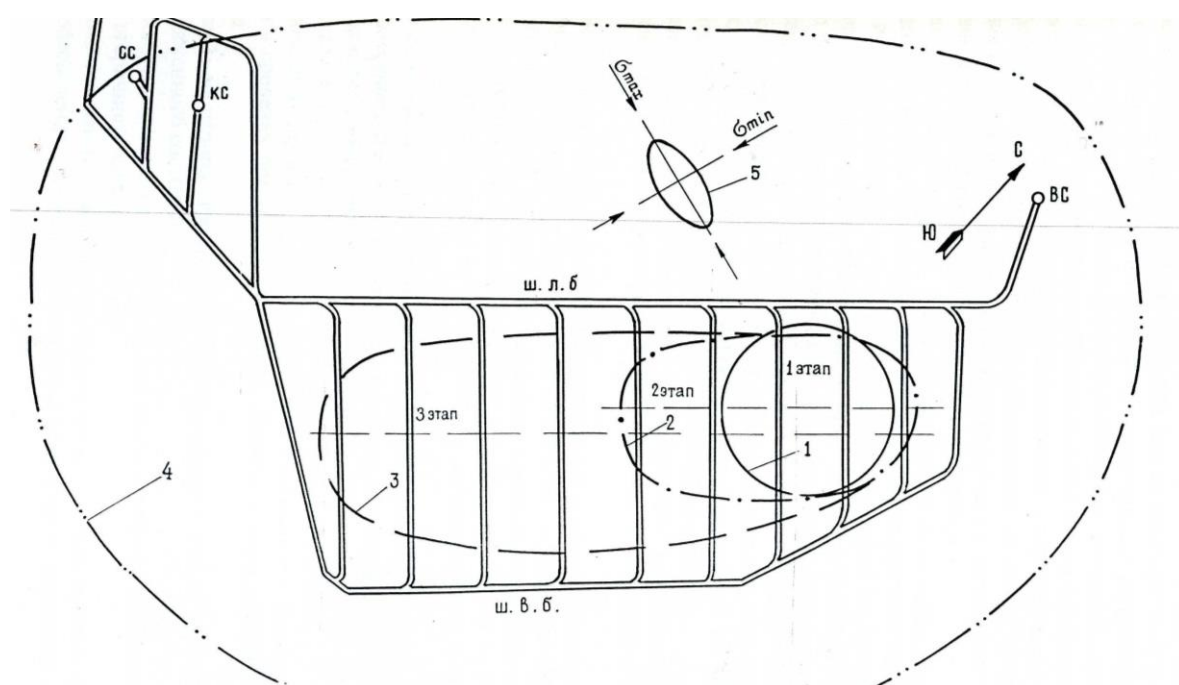


Рисунок 2.4 – Зона изменения напряженно-деформированного состояния массива при ведении очистных работ: 1 – 3 – этапы разработки, 4 – зона формирования вторичного поля напряжений

2.3 Механизм проявления деформаций, вызванных уходом забоя ствола

Строительство подземных горных выработок, в том числе вертикальных стволов, в тектонически напряженном горном массиве приводит к изменению напряженно-деформированного состояния окружающего массива. Образование выработанного пространства в массиве сопровождается изменением первоначального поля напряжений, действующего в нетронутым горном массиве, на вторичное, что приводит к деформированию массива, окружающего выработку. Зона деформирования охватывает значительную область массива вокруг выработки [37 – 38]. Изменение напряженно-деформированного состояния массива при проходке выработки проявляется в виде смещений породных стенок в радиальном направлении к центру выработанного пространства (конвергенция). На рисунке 2.5 представлена схема смещений породных стенок при проходке вертикального ствола по совмещенной технологической схеме.

Массив начинает деформироваться впереди забоя на расстоянии $L_B = 2R$ [39, 84] с постепенным ростом деформаций при приближении к забою и удалении от него в глубь выработки. Забой ствола препятствует полной реализации конвергенции породных стенок ствола в призабойной зоне. По мере удаления от забоя происходит постепенная реализация конвергенции, то есть величина смещений породных стенок ствола растет прямо пропорционально расстоянию до забоя до тех пор, пока не достигнет своего максимума.

Исходя из результатов исследований, выполненных предшественниками, конвергенция породных стенок ствола и других подземных горных выработок, вызванная уходом забоя, полностью реализуется на расстоянии, равном $L = 2R \div 3R$ до забоя выработки (рис. 2.5) [40, 67, 76].

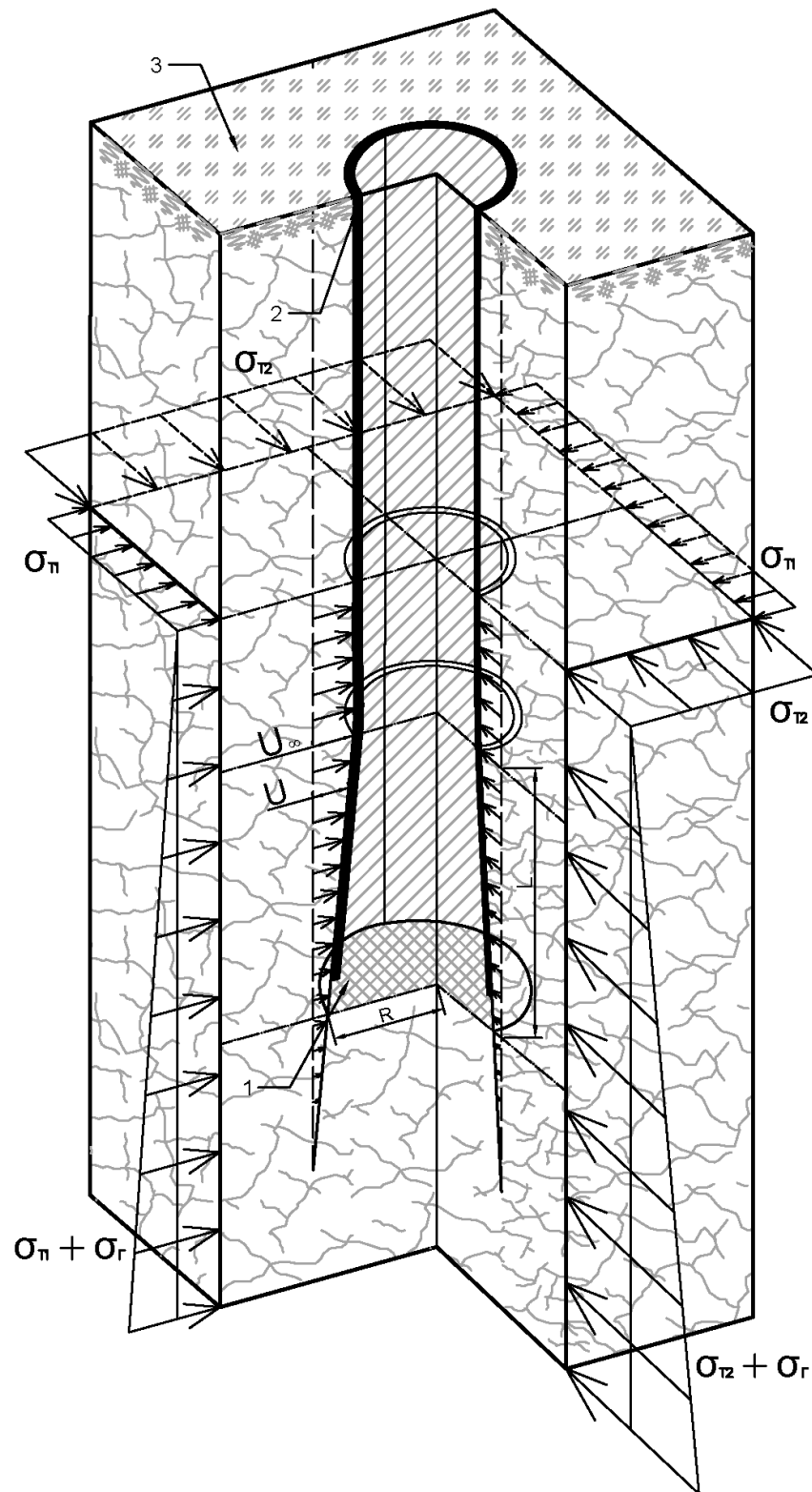


Рисунок 2.5 – Схема смещений породных стенок выработки в призабойной части ствола: 1 – забой ствола, 2 – постоянная крепь ствола, 3 – земная поверхность, σ_t – тектонические напряжения, σ_g – гравитационные напряжения, R – радиус ствола, U – конвергенция породных стенок ствола, U_∞ – величина полной конвергенции породных стенок

Крепь, установленная в зоне влияния забоя при проходке ствола по совмещенной технологической схеме, подвергается действию конвергенции породных стенок, вызванной уходом забоя. Последующее удаление забоя при проходке ствола инициирует реализацию конвергенции породных стенок, что влечет за собой рост нагрузки на крепь и ее нарушение [41, 42]. Защитив постоянную крепь в призабойной зоне от конвергенции породных стенок ствола, вызванной уходом забоя, можно добиться минимального уровня действующих напряжений в крепи ствола.

Учет конвергенции, вызванной уходом забоя, решается введением корректирующего понижающего множителя α^* , выражающего долю не реализовавшихся деформаций, вызванных уходом забоя выработки, которые выражаются следующей формулой:

$$U = U_{\infty}(1 - \alpha^*), \quad (2.1)$$

где α^*
$$\alpha^* = A \cdot \exp(\beta \cdot L/R) \quad (2.2)$$

При расчете действующих напряжений в крепи использование множителя α^* заменяет фактические первоначальные напряжения окружающего породного массива σ_0 , действующие до сооружения выработки, фиктивными (иначе говоря, условно расчетными или эквивалентными) первоначальными напряжениями приконтурного массива σ'_0 :

$$\sigma'_0 = \sigma_0 \alpha^* \quad (2.3)$$

Исследования конвергенции породных стенок в призабойной зоне выработки, были выполнены такими учеными, как М. Баудендистел, Б.З. Амусин, Н.С. Булычев, а также сотрудниками Института горного дела УрО РАН, в том числе А.В. Зубковым, Ю.Г. Феклистовым и др.

Баудендистел, используя метод конечных элементов, получил значение α^* (коэффициент нагрузки) [40, 67]:

$$\alpha^* = 0.64 \exp(-1.75L/R), \quad (2.4)$$

где L – расстояние от наблюдательной станции до забоя, м;

R – радиус выработки в черне, м.

Доктор технических наук Б. З. Амусин на основании обработки результатов натуральных наблюдений за смещениями пород в горизонтальных выработках предложил следующую эмпирическую формулу для определения указанного множителя [40, 44]:

$$\alpha^* = \exp(-1.3L/R) \quad (2.5)$$

Н. С. Булычев также сделал большой вклад в изучение влияния забоя на поле напряжений окружающего массива и вывел экспоненциальную зависимость, исходя из корреляционного анализа, полученного М. Баудендистелом [40, 67]:

$$\alpha^* = 0.6 \exp(-1.38L/R) \quad (2.6)$$

Доктор технических наук А. В. Зубков выполнил большую работу по изучению влияния уходки забоя на напряженно-деформированное состояние вмещающего массива. С использованием объемной модели из пенопласта были определены величины деформаций стенок выработки с круглым сечением при продвижении забоя (рис. 2.6; 2,7) [45].

Результаты моделирования представлены на рисунке 2.7, где линии тренда деформаций растяжения (верхняя линия) и сжатия (нижняя линия) выполаживаются при $l/R = 2$, то есть зона влияния забоя равна двум радиусам выработки.

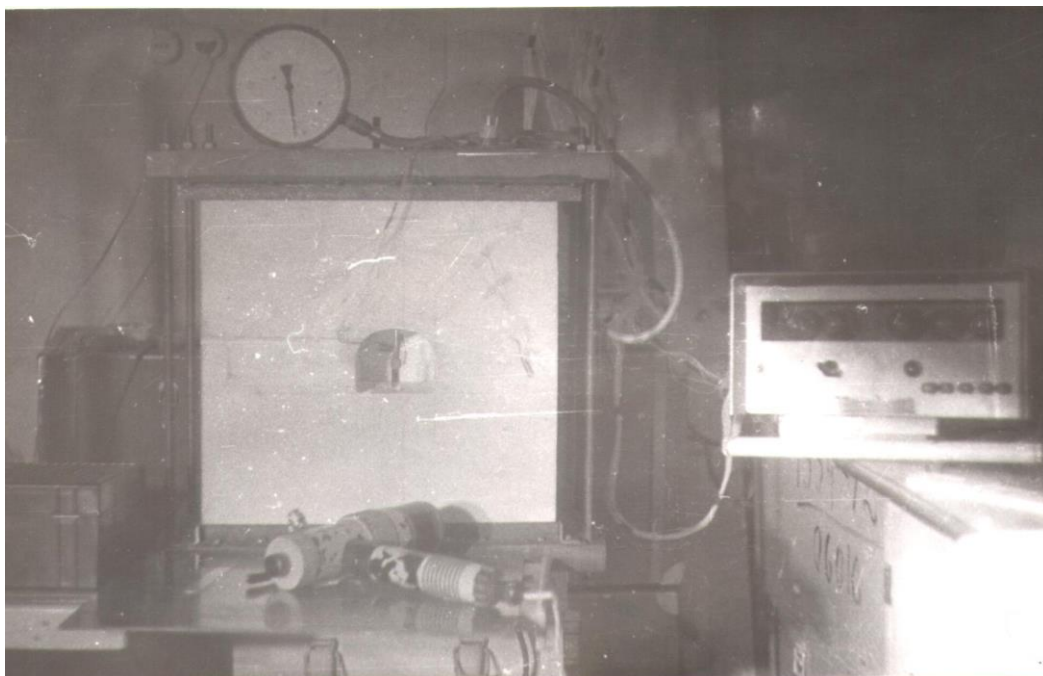


Рисунок 2.6 – Объемная модель из пенопласта

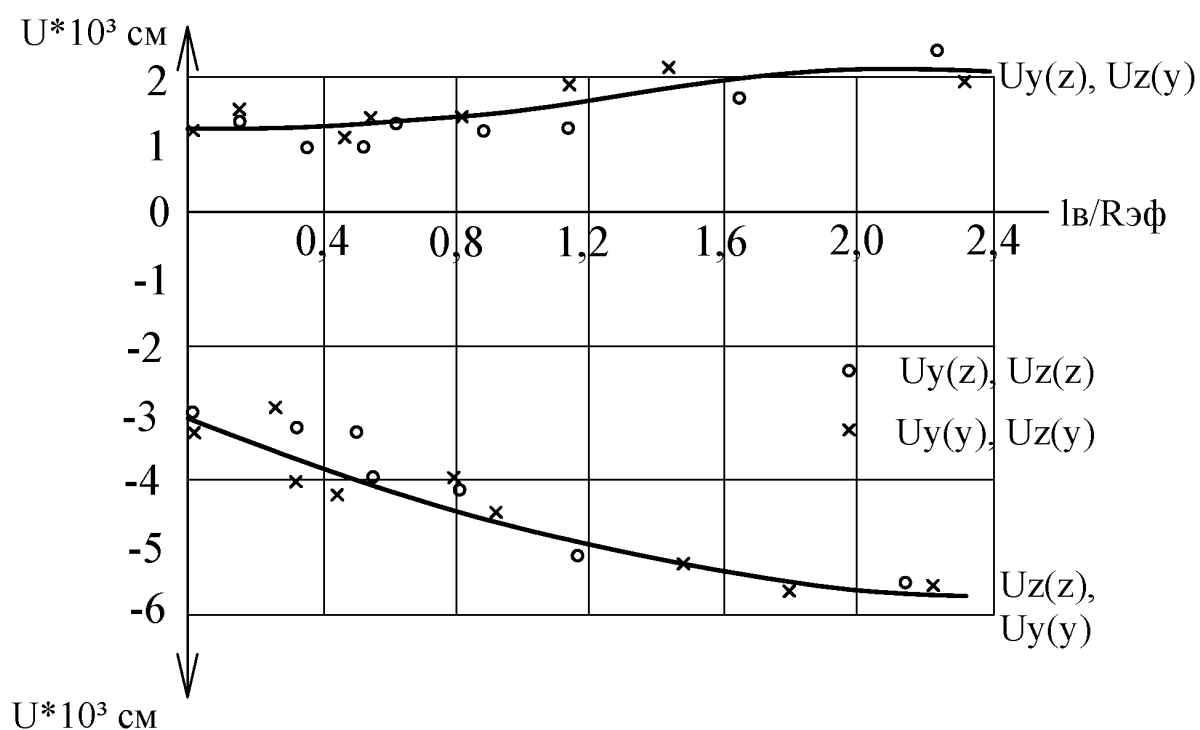


Рисунок 2.7 – График радиальной деформации контура круглой выработки в зависимости от нагрузок в модели $\sigma = 0,87$ кгс/см²: l_b – расстояние до забоя, $R_{эф}$ – радиус выработки

В Институте горного дела проведены исследования конвергенциальных процессов и формирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород и горного давления на крепь в условиях упругого деформирования при строительстве стволов Донского горно-обогатительного комбината. В результате была получена следующая экспоненциальная зависимость [5]:

$$\alpha^* = 0.55 \exp(-1.75L/R) \quad (2.7)$$

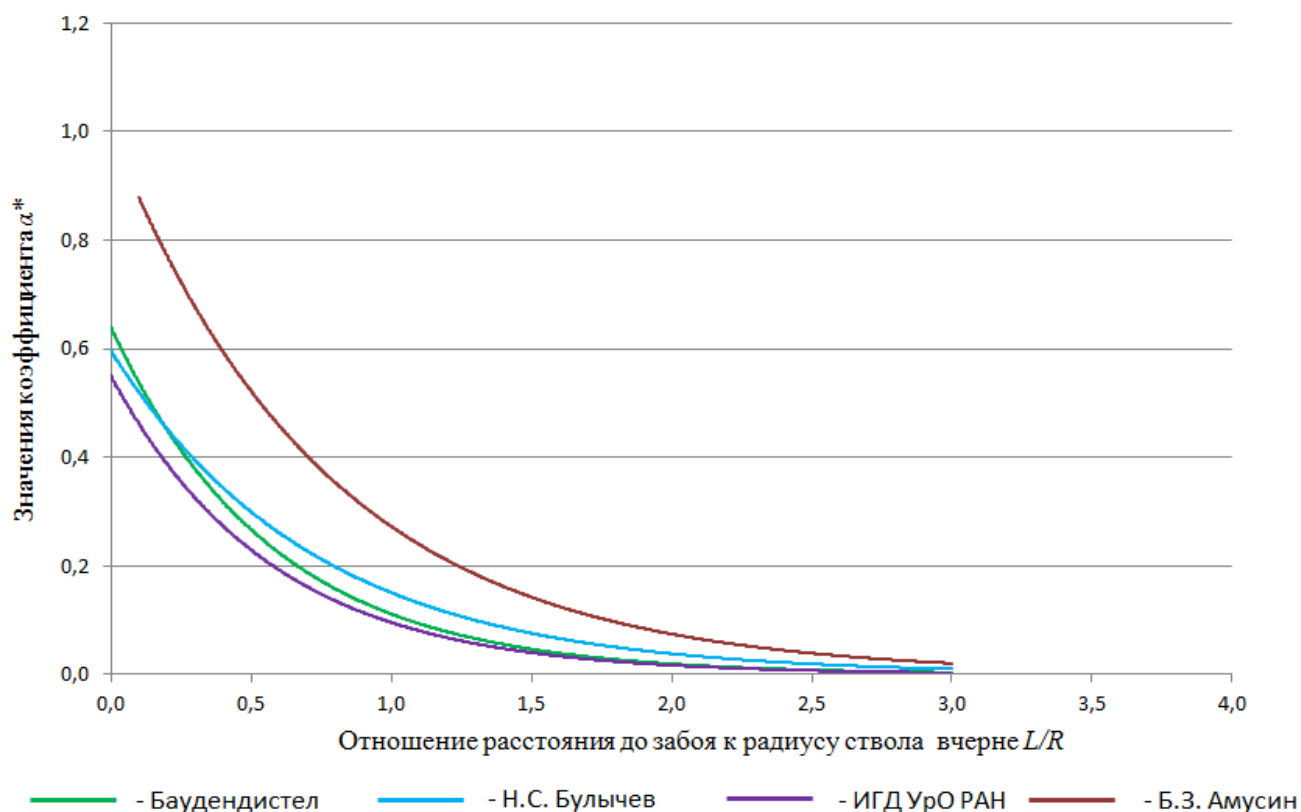


Рисунок 2.8 – Зависимость значения α^* от отношения отставания крепи от забоя к радиусу ствола L/R определенная разными авторами

Подводя итоги выполненных предшественниками исследований можно сделать вывод, что зона влияния забоя равна 2 – 3 радиусам выработки, то есть смещения породных стенок полностью реализуются при удалении забоя выработки на расстояние, равное 2 – 3 радиусам строящейся выработки (рис. 2.8). Все исследования и расчеты α^* , выполненные ранее, были произведены в

условиях упругой модели неразрушенного горного массива с действующими гравитационными и тектоническими напряжениями, не превышающими его предел прочности. Однако во многих случаях на практике, в том числе при проходке стволов на больших глубинах, массивы характеризуются повышенным полем напряжений, параметры которого превышают предел прочности массива, в результате чего массив переходит в запредельное состояние, сопровождающееся взаимными подвижками структурных породных блоков. В данном случае массив деформируется как неупругая дискретная модель, в которой выявленные предшественниками закономерности α^* в условиях упругой модели массива могут существенно измениться.

В связи с этим, в работе проведены экспериментальные исследования закономерностей изменения множителя α^* в зависимости от расстояния до забоя в процессе строительства ствола в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии.

2.4 Выводы

- 1) Исследования напряженно-деформированного состояния окружающего горного массива на пространственной базе, ограниченной размерами вертикального ствола, следует производить с использованием модели сплошной, однородной, квазиупругой среды с действующим в ней полем тектонических напряжений. При переходе массива в запредельное напряженно-деформированное состояние структура реального горного массива оказывает значительное влияние на деформирование вмещающего массива и несущую способность возводимой крепи.
- 2) Геодинамическая активность иерархически блочного горного массива и уровень неоднородности его напряженно-деформированного состояния определяется процессами деструкции и самоорганизации. Процессы деструкции и самоорганизации

происходят в естественных условиях и в областях техногенного воздействия объектов недропользования и относятся к важнейшим факторам, формирующим дискретный характер напряженно-деформированного состояния.

- 3) Строительство капитальных горных выработок (шахтных стволов) сопровождается изменением напряженно-деформированного состояния окружающего массива, в результате его породные стенки смещаются к центру выработанного пространства в призабойной зоне. По мере удаления забоя величина конвергенции породных стенок возрастает, и при расстоянии до забоя равном 2 – 3 радиусам строящейся выработки происходит ее полная реализация.
- 4) Выявленные предшественниками закономерности изменения множителя α^* в зависимости от расстояния до забоя применимы лишь для массива, поле действующих напряжений которого не превышает его предел прочности, и он ведет себя как сплошная упругая среда. Закономерности изменения α^* для массива, находящегося в запредельном напряженно-деформированном состоянии, когда тектонические напряжения превышают его предел прочности и массив деформируется как дискретная блочная среда, могут существенно отличаться.

3. Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния окружающего массива и крепи стволов при совмещенной технологической схеме проходки

3.1 Горно-геологические условия и особенности объекта исследования

Объектом исследования выступает горный массив Кемпирсайского хромитового месторождения, где расположены шахты «ДНК» и «Молодежная», на которых на протяжении более 20 лет сотрудниками Института горного дела УрО РАН проводились геомеханические исследования для решения проблем устойчивости горных выработок. Массив Кемпирсайского хромитового месторождения сложен ультраосновными породами силурийского возраста, представленными серпентинизированными дунитами, перидотитами, пироксеновыми дунитами, предел прочности на сжатие которых составляет 25 – 108 МПа, а модуль упругости 25 – 70 ГПа (рис. 3.1; табл. 3.1) [46, 47].

Структурные особенности участка определены тектонической историей развития района. Крупные тектонические нарушения сопровождаются оперяющими более мелкими зонами повышенной трещиноватости, что определяет блоковое строение массива. Каждый блок, в свою очередь, разбит сетью разноориентированных микротрещин. Таким образом, можно сделать вывод, что исследуемый массив является типичным для рудных месторождений Урала и Казахстана – трещиноватый иерархически-блочный массив скальных пород, находящийся под воздействием горного давления (рис. 3.1).

Таблица 3.1 Физико-механические и прочностные свойства основных пород и руд Кемпирсайского хромитового месторождения

Породы и руды	Коэффициент крепости	Удельный вес пород, МН/м ³	Коэффициент Пуассона	Прочностные и упругие свойства пород в куске	
				Предел прочности на одноосное сжатие*, МПа	Модуль упругости, ГПа
1	2	3	4	5	6
Шахта "Молодежная"					
Дуниты	9-10	0,026	0,27	-45 ÷ -90	35
Серпентинит	6-7	0,025	0,25	-25 ÷ -30	30- 40
Перидотит	-	0,027	0,25	-30 ÷ -60	25- 60
Хромовая руда	8-10	0,040	0,30	-32 ÷ -80	40
Шахта "ДНК"					
Габброамфиболит	8-10	0,026	0,27	-28 ÷ -56	25
Дуниты	8-10	0,025	0,25 - 0,31	-25 ÷ -108	25- 70
Хромовая руда	6-8	0,040	0,30	-27 ÷ -69	53

Особенности исследуемого массива обусловлены свойствами заполнителя структурных нарушений. Трещины заполнены серпофитом и талькобрейнеритом, которые характеризуются низкими прочностными показателями, резко уменьшающимися при увлажнении. В районе строительства стволов «Вентиляционный» и «Скиповой» шахты «ДНК» до глубины 700 м отмечено 29 зон повышенной трещиноватости мощностью от 0,4 до 6 м. Порода в этих зонах представлена сильно трещиноватой,

облинзованной, милонитизированной массой с размерами кусков 4 – 5 см. Наиболее мощные зоны выделены в районе клетового ствола. Ствол пересекает четыре зоны южного и юго-западного падения мощностью до 200 м [46, 47].

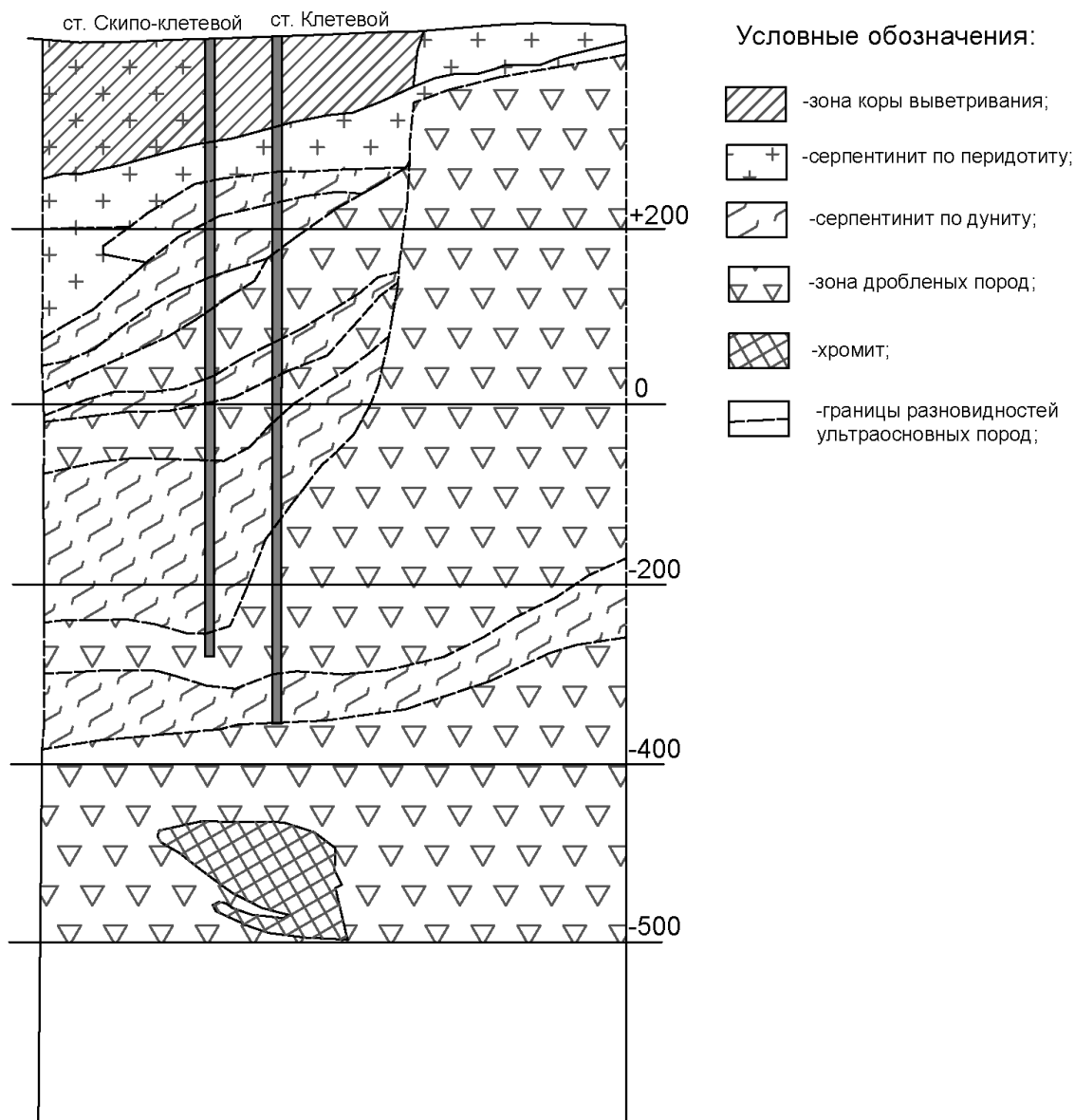


Рисунок 3.1 – Геологический разрез массива Кемпирсайского хромитового месторождения на шахте «ДНК»

Связи между породными блоками массива довольно слабы изначально, а при увлажнении, когда тальковидный милонитовый или серпифитовый наполнитель трещин становится мыльным на ощупь, они падают практически до нуля, в результате горный массив Кемпирсайского хромитового

месторождения характеризуется как низкопрочный, несмотря на относительно высокую прочность пород в куске [48, 83].

Исследуемый массив был ранее подробно изучен предшественниками (В. Е. Боликов, А. Д. Сашурин, А. В. Зубков, А. Е. Балек и др.). Измерения напряжений крепи были выполнены методом щелевой разгрузки на малых базах в четырех стволах в процессе их строительства по совмещенной технологической схеме (клетевой, скипо-клетевой, вспомогательный и северный вентиляционный) [49 – 51]. Результаты измерений приведены на рисунке 3.2, где четко прослеживается граница на глубине около 500 м, при достижении которой происходит резкое возрастание уровня напряжений в крепи от 5 – 10 МПа до 20 – 25 МПа, а иногда и вплоть до предельных значений [16, 46]. Столь резкий рост обусловлен снижением сцепных свойств по трещинам между блоками и ростом с глубиной действующих напряжений в массиве, в результате чего он переходит в запредельное напряженно-деформированное состояние, происходят подвижки структурных блоков, вызывая неравномерное давление на возведенную крепь стволов [69].

Исследуемый массив Кемпирсайского хромитового месторождения условно разделен на два участка (рис. 3.2):

- на глубине менее 500 м напряжения в массиве горных пород не превышают его предел прочности, и массив ведет себя как однородная упругая модель. Возведенная крепь находится в устойчивом состоянии и напряжения в ней составляют 5 – 10 МПа;
- на глубине более 500 м тектонические напряжения во вмещающем массиве превышают его предел прочности, происходят подвижки отдельных породных блоков, массив переходит в запредельное напряженно-деформированное состояние и деформируется как неупругая дискретная модель. Крепь в этих условиях испытывает

неравномерную нагрузку с возникновением напряжений в крепи до 20 – 25 МПа и более, близких к предельным.

Экспериментальные исследования напряжений в крепи стволов производились с учетом анизотропии тектонического поля напряжений в массиве горных пород. Ранее выполненными исследованиями установлено, что минимальные горизонтальные напряжения составляют около $\sigma_{Tmin} = -13,2$ МПа. Модуль упругости породы в массиве $E_{п} = 7 \cdot 10^3$ МПа. Максимальные сжимающие напряжения на глубинах свыше 500 м составляют около $\sigma_{Tmax} = -20,9$ МПа и действуют по азимутам $22^\circ - 72^\circ$, в среднем 51° . Это хорошо согласуется с результатами измерения напряжений в крепи ствола «Клетевой», по которым максимальное сжатие в массиве горных пород колеблется около азимута 55° (рис. 3.3) [49].

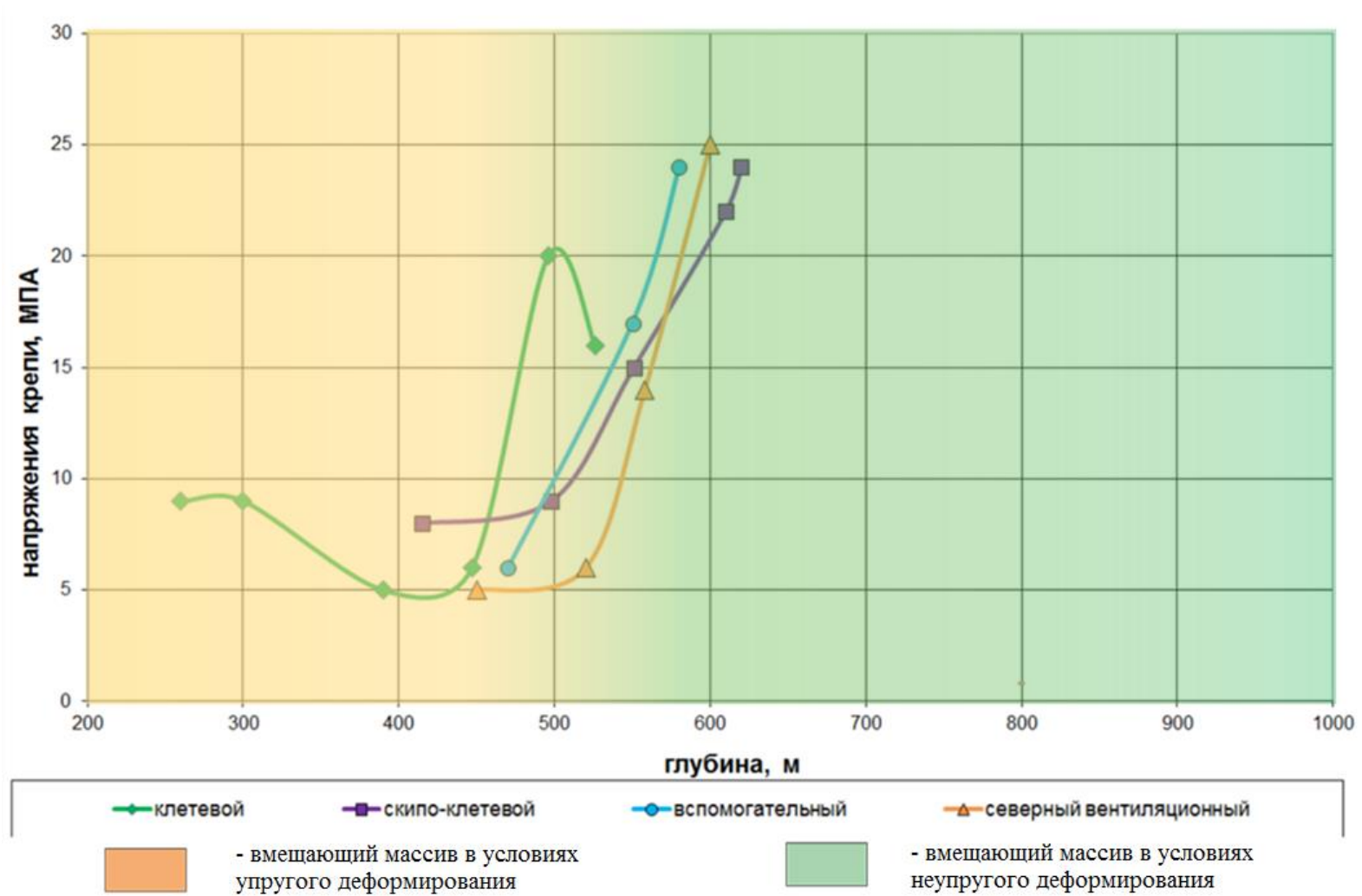


Рисунок 3.2 – Экспериментальные измерения зависимости напряжений в крепи от глубины стволов шахты «ДНК» Донского ГОКа на разных глубинах

I Эпюры напряжений, МПа

II Ствол "Клетевой"

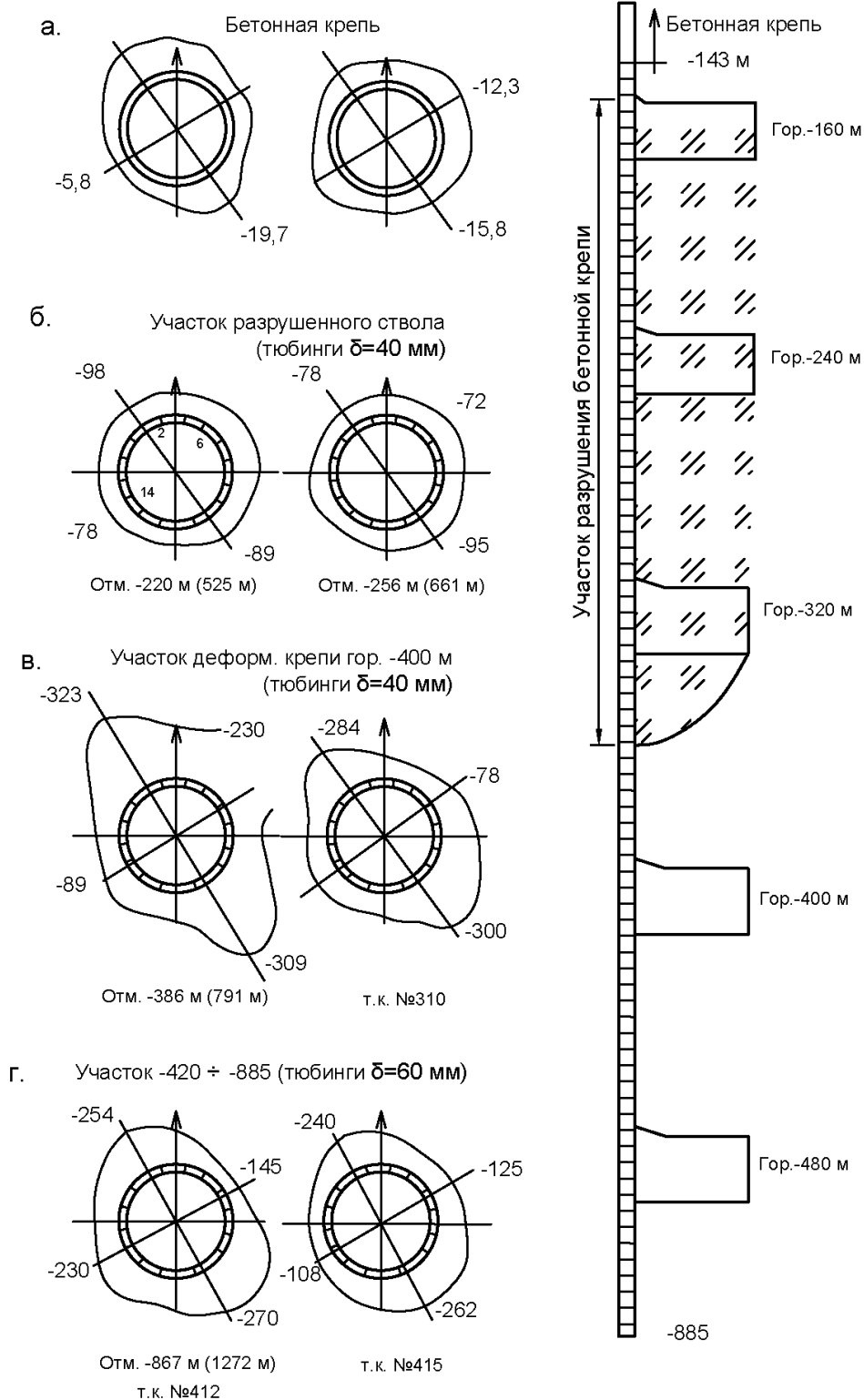


Рисунок 3.3 – Эпюры напряжений в бетонной и тубинговой крепи ствола «Клетевой» шахты «ДНК»

3.2 Методы измерения напряжений в крепи вертикальных стволов

Для исследования напряженно-деформированного состояния крепи ствола «Клетевой» шахты «ДНК» Донского ГОКа и вмещающего массива горных пород был проведен комплекс исследований, включающий следующие методы:

Деформационный метод на малых базах (29 – 30 см) применяется для измерения деформаций ограниченного участка крепи во времени, также известен как метод щелевой разгрузки. Опыт практического применения данного метода подтверждает, что он дает достаточно точную оценку напряженно-деформированного состояния бетонной и тубинговой крепи подземных горных выработок и изменения его во времени [49 – 51]. Для тубинговой крепи он предусматривает следующие операции:

1. На исследуемом участке крепи в ребре тубинга устанавливаются два репера на расстоянии порядка $l = 135 - 140$ мм друг от друга. В качестве реперов используются стальные стержни длиной около 40 мм и диаметром 3,7 мм (рис.3.4).
2. С помощью серийного индикатора часового типа (прибор ИЧ-10Р с точностью отсчета 0,01 мм) выполняется замер расстояния между установленными реперами;
3. С использованием угловой шлифовальной машины формируются плоские пропилы глубиной не менее $h = 20$ мм, разнесенные на расстояние $L = 200 \div 300$ мм (рис.3.4).
4. Выполняется повторный замер межреперного расстояния, позволяющий оценить деформации напряженного чугуна на плоскости пропилов по смещениям пары реперов.

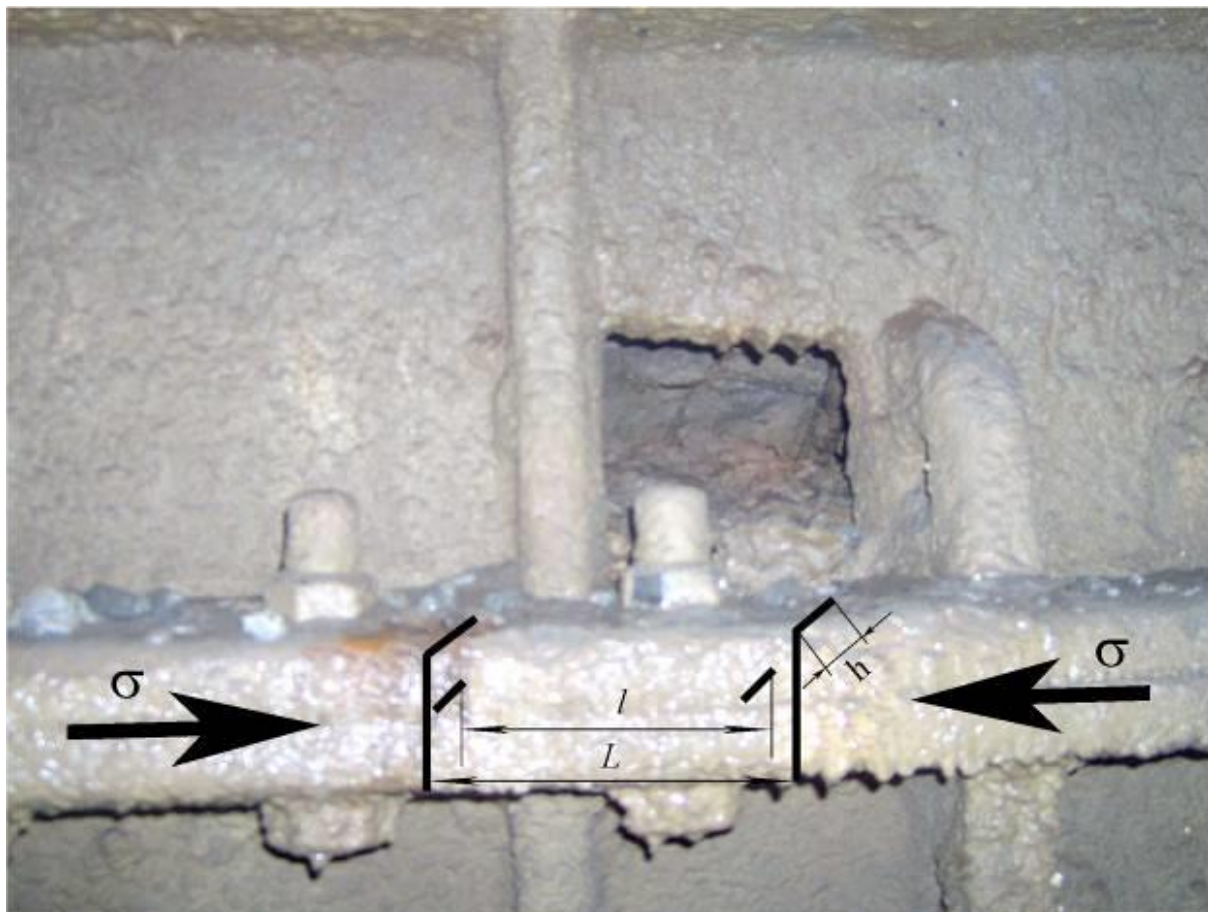


Рисунок 3.4 – Схема замеров напряжений в ребрах тьюбинговой крепи методом щелевой разгрузки: h – глубина пропилов; L – расстояние между пропилами; l – расстояние между реперами (база замера)

3. Путем решения плоской задачи теории упругости производится пересчет полученных величин относительных деформаций в напряжения по формуле:

$$\sigma = \frac{(E\varepsilon)}{(1-K)}, \quad (3.1)$$

где E – модуль упругости чугуна, из которого изготовлены тьюбинги;

$\varepsilon = U/l$ – относительная деформация контура ребра тьюбинга на базе l ;

l – расстояние между реперами, мм;

U – смещение реперов, мм;

K – коэффициент концентрации напряжений σ , действующих на участке ребра, оконтуренного пропилами глубиной h , разнесенными на

расстояние L . Коэффициент определяется по эмпирической зависимости, приведенной на рисунке 3.5 [53].

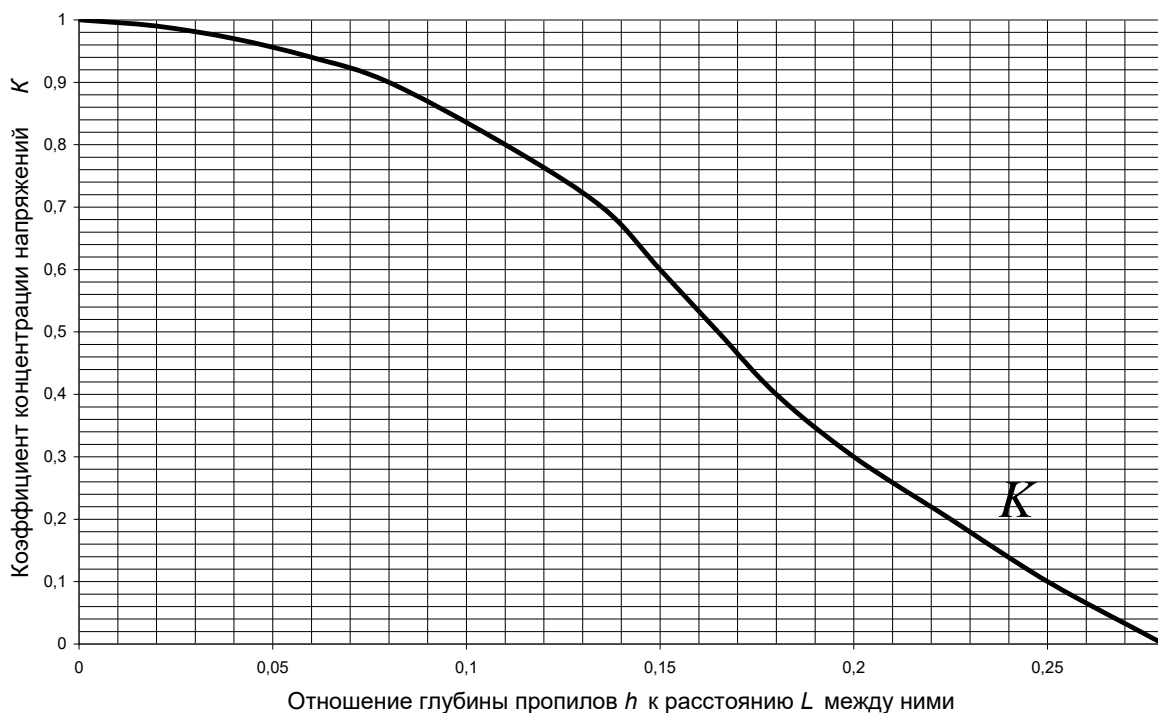


Рисунок 3.5 – Диаграмма для нахождения коэффициента K концентрации напряжений, действующих на внутренней поверхности ребер тубинговой крепи

Метод щелевой разгрузки позволяет выявить максимальные касательные напряжения, действующие в тубинговом кольце по всему периметру исследуемой выработки.

Замеры методом щелевой разгрузки в бетонной крепи выполняется следующим образом:

1. На исследуемом участке бетонной крепи устанавливаются два основных и два вспомогательных репера, на которых закрепляются два индикатора часового типа, как это представлено на рисунке 3.6. Для обеспечения максимальной точности замера основные реперы по обеим сторонам плоскости щели расположены на возможно более близком расстоянии – порядка 20 – 30 мм.

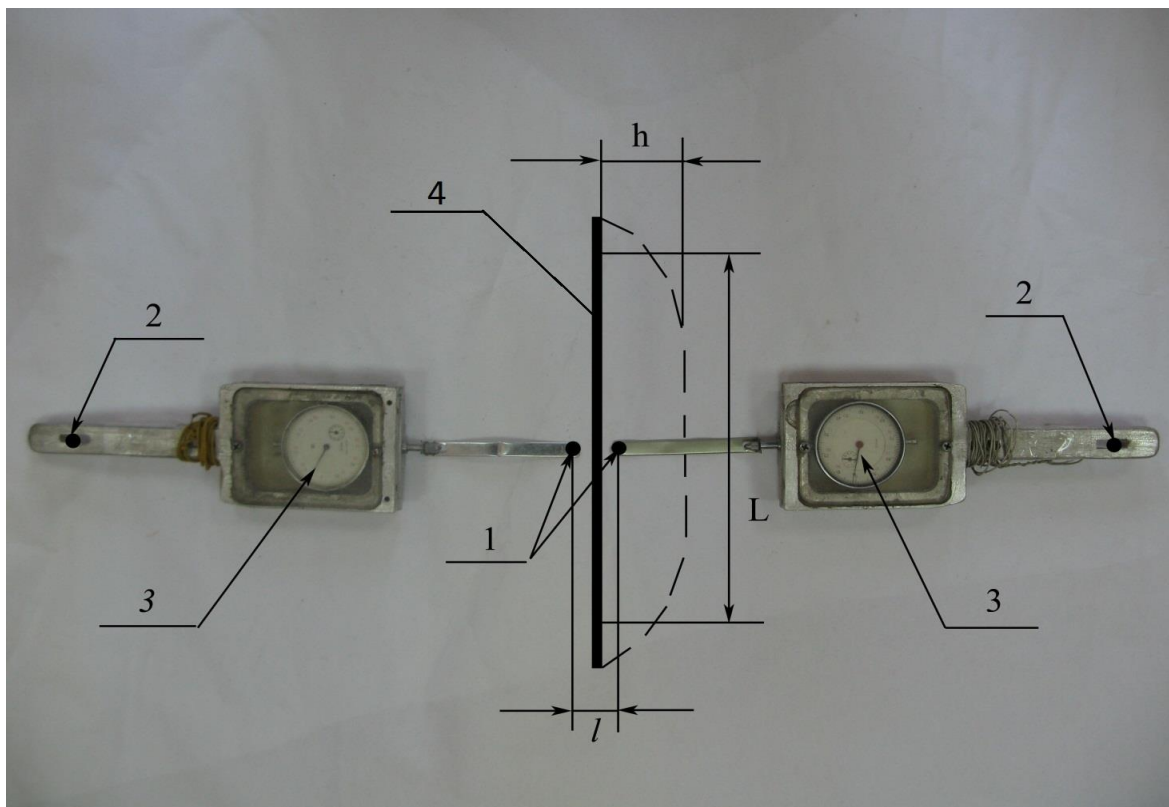


Рисунок 3.6 – Схема замера напряжений на контуре бетонной крепи методом щелевой разгрузки: 1 – основные (замерные) реперы; 2 – вспомогательные (опорные) реперы; 3 – индикаторы ИЧ-10Р; 4 – плоская щель в бетоне

2. После установки реперов с помощью серийного индикатора ИЧ-10Р производится первоначальный замер расстояний между реперами, а затем формируется разгрузочная щель. Плоскость щели ориентируют перпендикулярно направлению измеряемых напряжений (главной оси тензора напряжений). Таким образом, для контроля максимальных напряжений в крепи вертикальных стволов замеры выполняют по вертикальным щелям, плоскость которых перпендикулярна плоскости поверхности бетона.

3. После образования разгрузочной щели выполняется повторное измерение расстояний между основными и вспомогательными реперами. Разница между результатами первого и второго измерений характеризует

величину смещения реперов, вызванного действующими в бетоне напряжениями.

4. С использованием результатов измерений производится расчет действующих напряжений в бетонной крепи по формуле:

$$\sigma = \frac{EU}{[2LB - 1(1 - K_1 + \mu K_2)]}, \quad (3.2)$$

где σ – напряжения, действующие по нормали к плоскости разгрузочной щели, МПа;

E – модуль упругости бетона, МПа;

U – взаимные смещения основных реперов, мм;

l – расстояние между основными реперами, мм;

h – максимальная глубина полукруглой щели, мм;

K_1 ; K_2 – интегральные коэффициенты концентрации напряжений, действующих на участке между основными реперами и разгрузочной щелью. Находятся по эмпирическим зависимостям, представленным на рисунке 3.7;

L – длина прямоугольной щели, эквивалентной по площади полукруглой, получаемой при использовании угловой шлифовальной машины, мм;

$B = 1 - \exp(-2,4 \frac{h}{L})$ – коэффициент объемности щели, в том числе учитывающий аппроксимацию полукруглой щели прямоугольной;

μ – коэффициент Пуассона деформируемого материала крепи ($\mu = 0,3$).

Перечисленные выше методы измерения напряжений позволяют вести мониторинг изменения сжимающих напряжений в крепи с увеличением глубины ствола в массивах с различными горно-геологическими условиями.

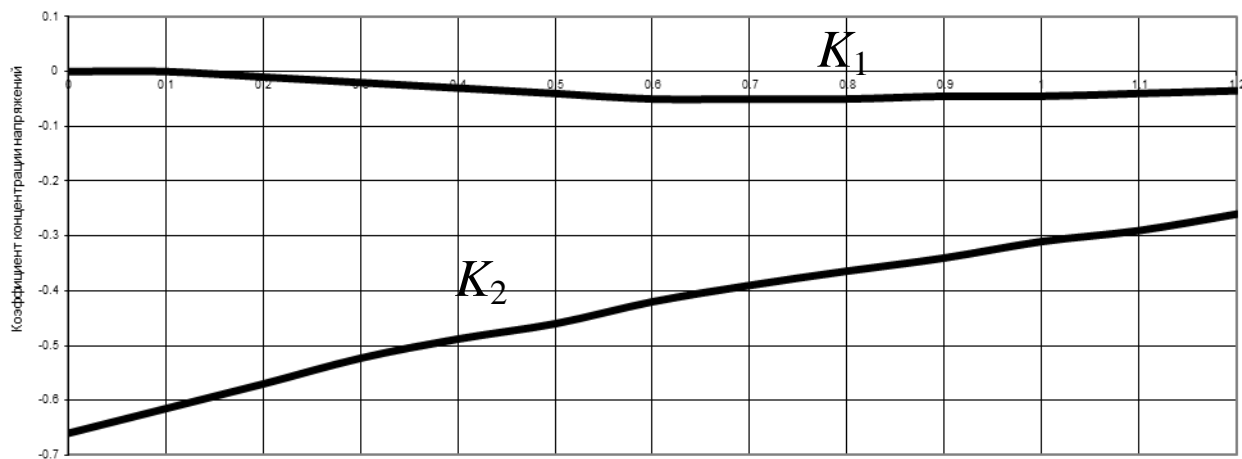


Рисунок 3.7 – Коэффициенты концентрации напряжений и деформаций на участке между замерными реперами и разгрузочной щелью

При исследовании напряженно-деформированного состояния вмещающего горного массива в процессе строительства ствола «Клетевой» по совмещенной технологической схеме для измерения смещений породных стенок и контура крепи во времени в основном использовался деформационный метод на больших базах (3 – 8 м).

Метод предусматривает установку реперов в породе через тампонажные отверстия в тубингах на глубину 1 метр в диаметрально противоположных стенках выработки в четырех направлениях по азимутам через 45°, с последующими замерами изменения диаметра выработки между этими реперами при помощи маркшейдерской рулетки с нониусом (точность отсчета 0,05 мм) (рис. 3.8, 3.9). Измерения диаметра ствола производились по мере ухода забоя от места установки реперов, что дало возможность изучить закономерности смещения стенок ствола по мере продвижения забоя от рассматриваемого сечения.

Исследование деформирования вмещающего массива проводилось на интервале глубин 800 – 830 м в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии. Измерительные станции были

установлены в тубинговых кольцах № 348, 350, 354, 357, 360, 363, 365 в четырех диаметрально-противоположных направлениях между тубингами 1-9, 3-11, 5-13, 7-15 (рис. 3.9).

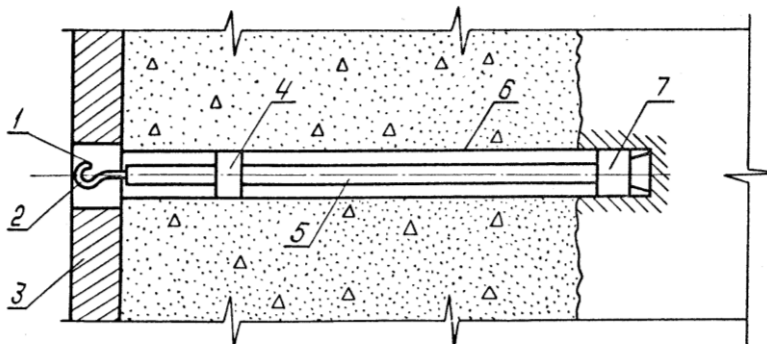


Рисунок 3.8 – Схема измерительной станции деформационного метода на больших базах: 1 – тампонажное отверстие, 2 – крюк, 3 – спинка тубинга, 4 – направляющая втулка, 5 – штанга, 6 – шпур диаметром 42 мм, 7 – цанговый зажим

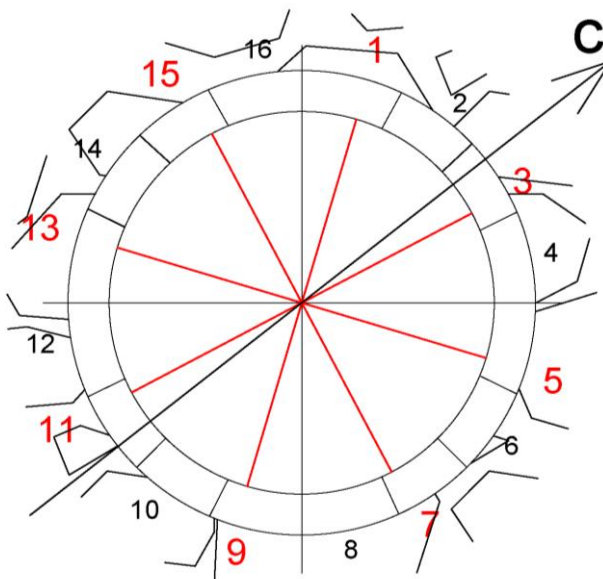


Рисунок 3.9 – Схема размещения измерительных станций в стволе «Клетевой» шахты «ДНК»

Данная схема измерений позволяет вести полный контроль смещений породных стенок ствола во всех направлениях в анизотропном тектонически-напряженном горном массиве.

3.3 Результаты мониторинга напряженно-деформированного состояния крепи ствола

Результаты мониторинга напряженно-деформированного состояния окружающего массива в призабойной зоне ствола «Клетевой» шахты «ДНК» в процессе его проходки по совмещенной технологической схеме представлены в таблицах 3.2 – 3.5 и в графическом виде на рисунках 3.10 – 3.13, где приведены значения замеренных величин смещения породных стенок при различных расстояниях до забоя.

Полученные результаты исследований конвергенции породных стенок ствола «Клетевой» шахты «ДНК» свидетельствуют о росте величины смещения породных стенок ствола в призабойной зоне по мере увеличения расстояния до забоя, что подтверждается постепенным трендовым ростом. Данная тенденция прослеживается на всех тубинговых кольцах, где проводился мониторинг.

Параллельно проводился мониторинг действующих напряжений в тубинговой крепи ствола «Клетевой» шахты «ДНК». Замеры выполнялись методом щелевой разгрузки в тубинговых кольцах №449, 459, 480, 499 по четырем диаметрально-противоположным тубингам в каждом кольце. Полученные результаты замеров относительных деформаций (мм/м) реперных интервалов относительно первоначального базиса 300 мм в спинках чугунных тубингов в вертикальном и горизонтальном направлениях приведены в таблицах 3.6 – 3.9. Положительные значения соответствуют деформации растяжения, отрицательные – сжатию реперного интервала.

Таблица 3.2 – Результаты замеров конвергенции породных стенок ствола по линии 1-9 по мере ухода забоя

№ туб. кольца	350											
Расстояние до забоя L, м.	0.5	2.8	4	6	9	10.5	13	13.8	19	19.5	20.5	22
Смещение породных стенок U, мм.	0	4.1	6.1	8.2	11.2	12.3	13.6	14	16.5	16.6	16.8	16.9
№ туб. кольца	354											
Расстояние до забоя L, м.	1.5	3.8	3.7	5	6.2	8	10	11	16	16.5	21	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	6.5	8	10.2	12.2	14.5	15.8	16.3	20.2	20	21	-
№ туб. кольца	357											
Расстояние до забоя L, м.	1.5	3.7	3.8	5.1	5.1	8.5	14	14.5	16	-	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	6.6	8	10.4	11	14.1	17.5	18.2	18.4	-	-	-
№ туб. кольца	360											
Расстояние до забоя L, м.	1.5	3	6.4	11.5	12	13.5	-	-	-	-	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	5.2	11.1	16.2	16.7	17.9	-	-	-	-	-	-
№ туб. кольца	363											
Расстояние до забоя L, м.	1.5	2.7	3	3.2	4	10	11.5	-	-	-	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	4	5.1	5.8	11.3	20.2	21.2	-	-	-	-	-

Таблица 3.3 – Результаты замеров конвергенции породных стенок ствола по линии 3-11 по мере ухода забоя

№ туб. кольца	350									
Расстояние до забоя L , м.	1.5	2.5	5.8	10.4	13	16.9	19	19.5	20	21.6
Смещение породных стенок U , мм.	0	5.5	9.1	13.3	14.2	16	17.7	18	17.8	18
№ туб. кольца	354									
Расстояние до забоя L , м.	0.5	3	6.5	8	10	11	16	16.5	21	21
Смещение породных стенок U , мм.	0	6.5	11.5	13.3	14.9	15.6	19.1	19.2	19.5	19.3
№ туб. кольца	357									
Расстояние до забоя L , м.	1.5	3.2	5.2	5.2	8.5	14	14.5	16	-	-
Смещение породных стенок U , мм.	0	6	10.2	10.8	15	18.9	19.9	20	-	-
№ туб. кольца	360									
Расстояние до забоя L , м.	1.5	3	5.2	6.2	11.5	12	13.5	-	-	-
Смещение породных стенок U , мм.	0	6.5	10.2	13.5	19.4	20	20.8	-	-	-

Таблица 3.4 – Результаты замеров конвергенции породных стенок ствола по линии 5-13 по мере ухода забоя

№ туб. кольца	350									
Расстояние до забоя L , м.	0.5	2.5	6	13	17	18.5	19	20.2	22	-
Смещение породных стенок U , мм.	0	2.8	6.5	12	13	15.7	15.8	15.5	16.2	-
№ туб. кольца	354									
Расстояние до забоя L , м.	1.5	3	6.5	8	11	16.5	17	21	-	-
Смещение породных стенок U , мм.	0	7.2	13.8	16	18.8	23.3	23.2	24	-	-
№ туб. кольца	360									
Расстояние до забоя L , м.	1.5	3.3	6.5	11.7	12	13.5	-	-	-	-
Смещение породных стенок U , мм.	0	5.8	13.2	19.6	20.4	21.3	-	-	-	-

Таблица 3.5 – Результаты замеров конвергенции породных стенок ствола по линии 7-15 по мере ухода забоя

№ туб. кольца	350									
Расстояние до забоя L, м.	0.5	2.6	6	13	13.5	16.5	18.8	19.3	20	21.5
Смещение породных стенок U, мм.	0	4.5	9.6	15.6	15.8	18.5	20.2	20.2	20.1	20.5
№ туб. кольца	354									
Расстояние до забоя L, м.	1.5	3	6	8	11	15.5	16	20.8	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	8.8	18.1	20.1	22.9	27.1	27	27.6	-	-
№ туб. кольца	357									
Расстояние до забоя L, м.	1.5	3.5	3.8	5.2	8.5	14	14.5	16	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	5.6	9.2	12.5	16.1	20.5	21.1	21.6	-	-
№ туб. кольца	360									
Расстояние до забоя L, м.	1.5	3	3	5.2	6.2	11.5	12	13.5	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	5	6.2	9.2	11.4	17.6	18.3	19.2	-	-
№ туб. кольца	363									
Расстояние до забоя L, м.	1	3	3.5	3.6	4	11.5	-	-	-	-
Смещение породных стенок U, мм.	0	5	5.6	8.1	8.5	19.1	-	-	-	-

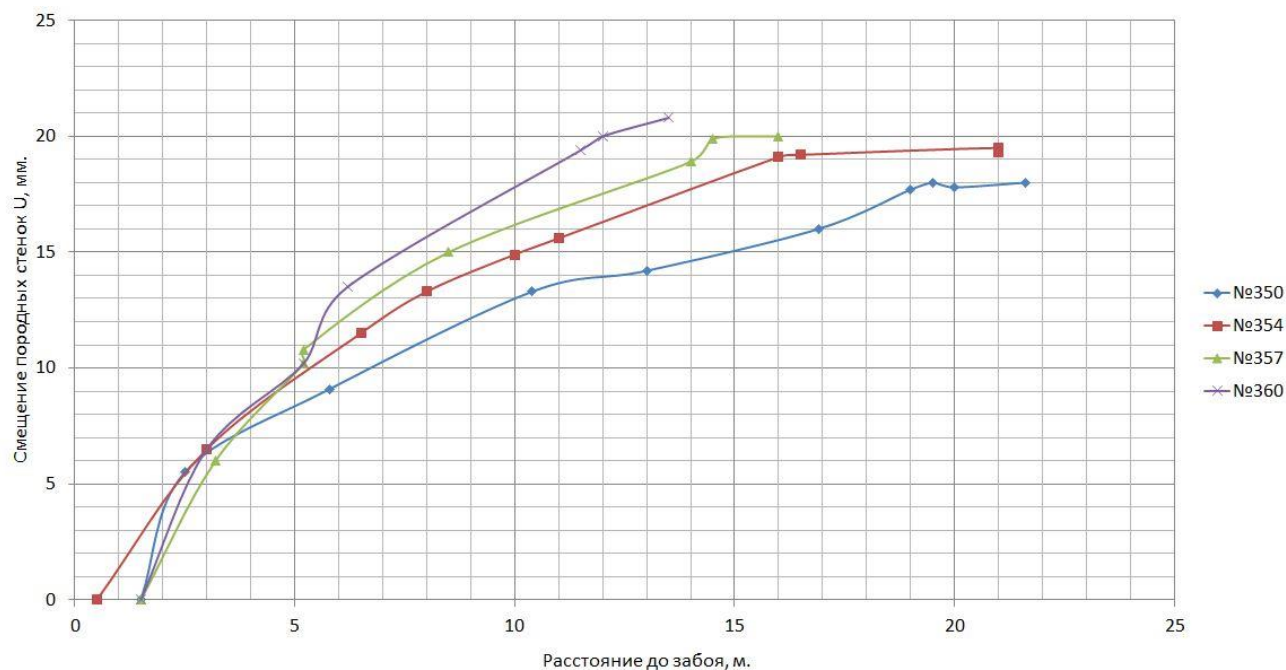


Рисунок 3.10 – Смещение породных стенок ствола «Клетевой» по линии 1-9 по мере ухода забоя

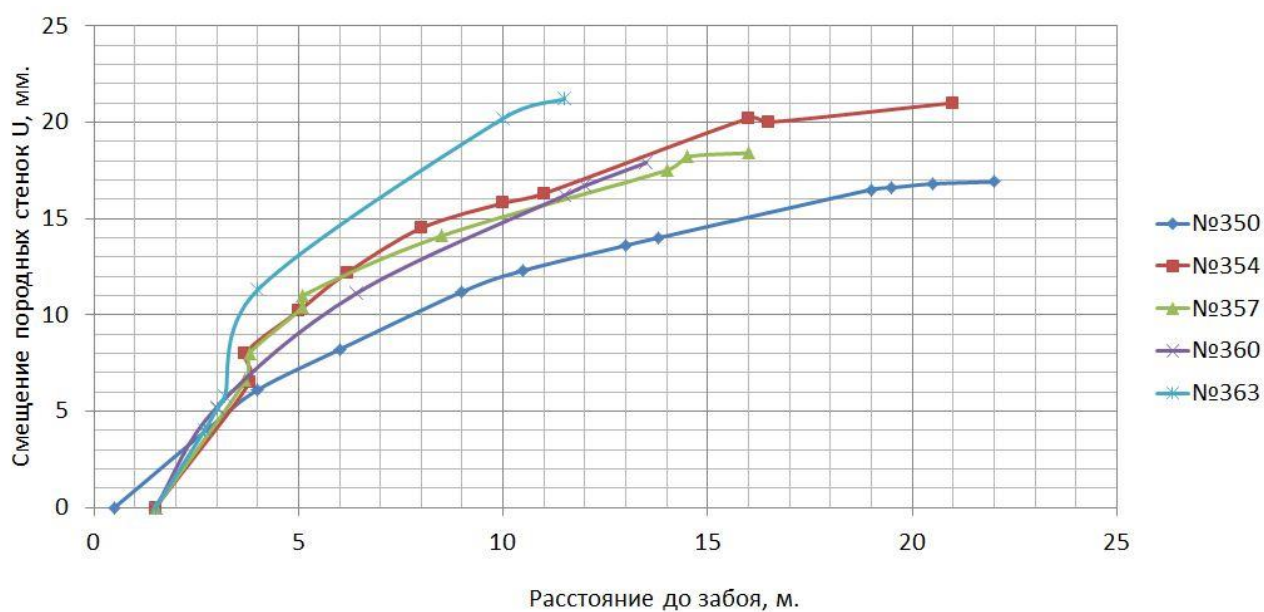


Рисунок 3.11 – Смещение породных стенок ствола «Клетевой» по линии 3-11 по мере ухода забоя

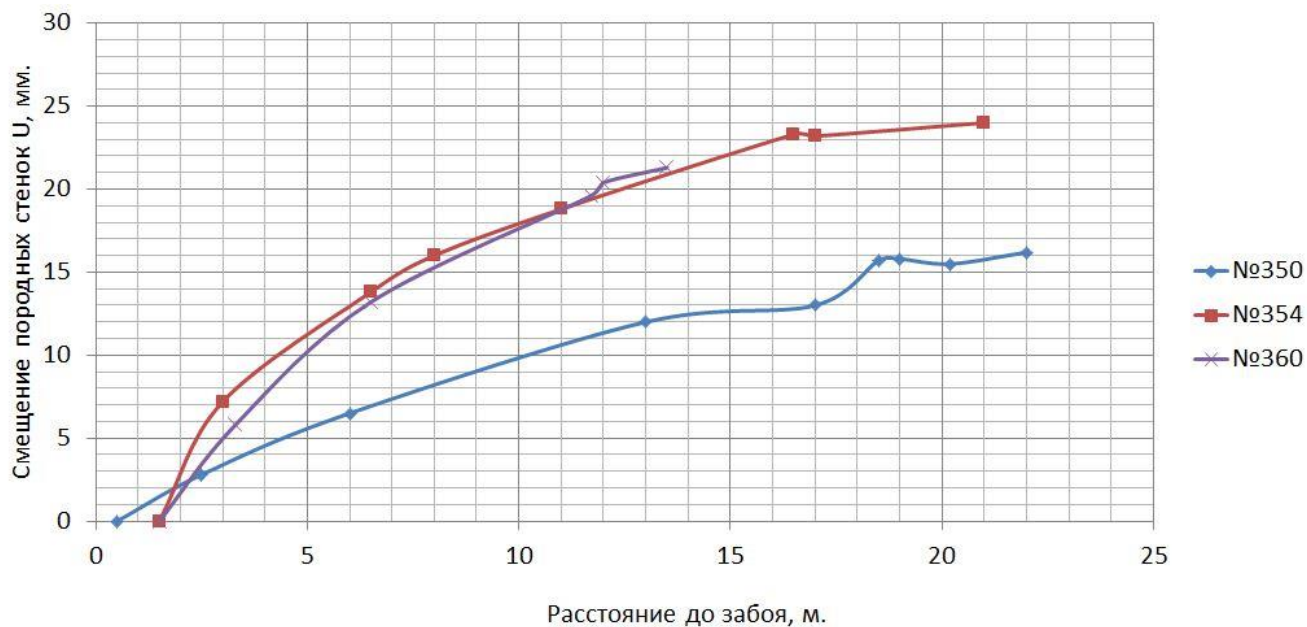


Рисунок 3.12 – Смещение породных стенок ствола «Клетевой» по линии 5-13 по мере ухода забоя

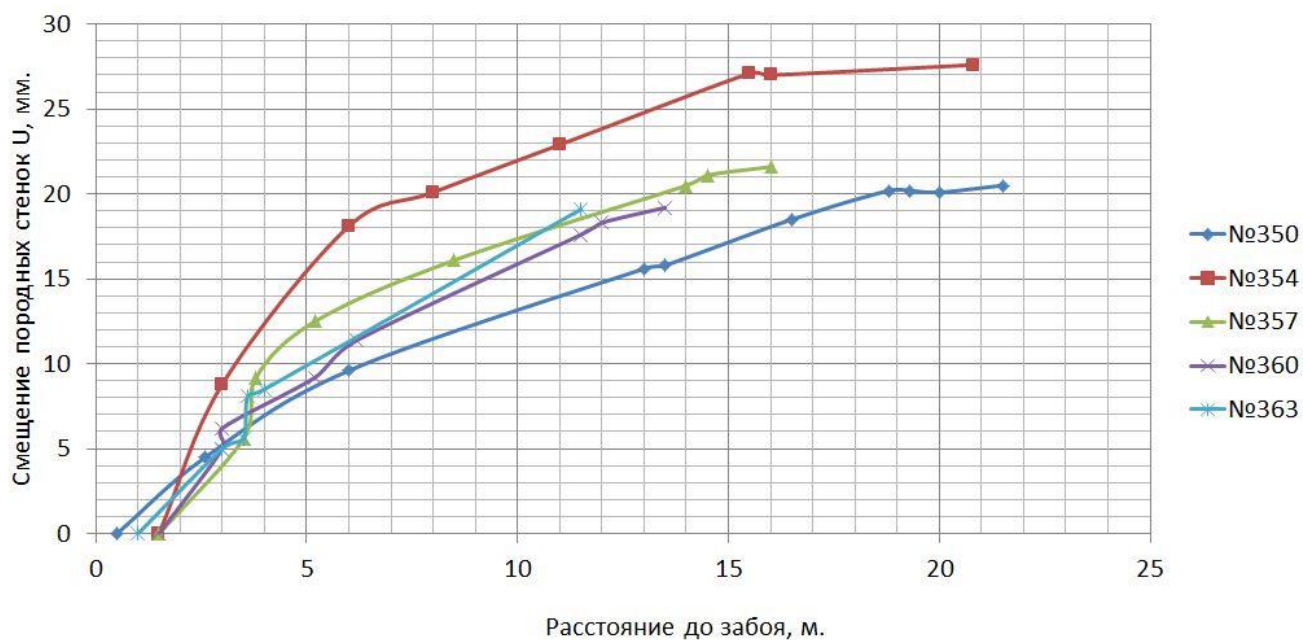


Рисунок 3.13 – Смещение породных стенок ствола «Клетевой» по линии 7-15 по мере ухода забоя

Таблица 3.6 – Результаты замеров относительных деформаций реперных интервалов в тубинговом кольце № 449 (отметка -486 м) ствола «Клетевой» шахты «ДНК»

№ тубинга (азимут)		Расстояние до забоя ствола, м								
		1	6	11	16	24	35	39	61	69
4 (79 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-1,13	-0,80	-0,53	-0,23	-0,03	-0,03	+1,13	-0,05	-0,03
	Горизонтальные деформации, мм/м.	-2,86	-2,70	-1,83	-3,73	-3,76	-3,63	-3,16	-3,39	-3,33
8 (169 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+0,20	+0,07	+0,27	+0,03	-0,30	-0,13	-0,33	-0,24	-0,30
	Горизонтальные деформации, мм/м	-0,40	-0,67	-0,93	-0,97	-1,47	-1,16	-1,13	-1,50	-1,46
12 (259 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-1,09	-1,83	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
	Горизонтальные деформации, мм/м	0	-4,06	-3,80	-2,16	-0,17	-2,53	-1,63	0	-0,10
16 (349 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+0,43	+0,20	+0,07	+0,03	+1,13	+0,50	+0,07	-----	-----
	Горизонтальные деформации, мм/м	-0,17	+0,07	+0,07	-2,50	+0,67	-2,06	-1,80	-0,84	-0,63

Таблица 3.7 – Результаты замеров относительных деформаций реперных интервалов в тубинговом кольце № 459 (отметка -494 м) ствола «Клетевой» шахты «ДНК»

№ тубинга (азимут)		Расстояние до забоя ствола, м				
		1	6	14	22	29
2 (34 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+0,13	-0,90	-0,90	-0,79	-0,63
	Горизонтальные деформации, мм/м.	-4,53	-3,49	-4,22	-4,16	-4,30
3 (56 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+0,80	+0,96	+1,70	+1,80	+1,80
	Горизонтальные деформации, мм/м	-0,27	-0,03	-0,90	-1,03	-0,83
10 (214 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+1,26	+0,17	+0,33	+0,83	+0,27
	Горизонтальные деформации, мм/м	-0,90	-0,23	-1,37	-1,76	-1,40
14 (304 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-1,33	-2,19	-2,00	-2,36	-0,53
	Горизонтальные деформации, мм/м	-2,30	-3,06	-3,86	-4,06	-3,66

Таблица 3.8 – Результаты замеров относительных деформаций реперных интервалов в тубинговом кольце № 480 (отметка -532 м) ствола «Клетевой» шахты «ДНК»

№ тубинга (азимут)		Расстояние до забоя ствола, м			
		2	9	15	38
3 (56 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+0,83	0	+0,33	+0,33
	Горизонтальные деформации, мм/м.	-0,23	-0,77	-1,43	-1,86
4 (79 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-0,67	-1,26	-0,60	-0,77
	Горизонтальные деформации, мм/м	-0,50	-1,77	-1,50	-2,50
8 (169 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-0,67	-0,07	-0,90	-0,70
	Горизонтальные деформации, мм/м	+0,27	-0,80	-0,47	+0,10
15 (326 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-2,66	+0,50	+0,50	-----
	Горизонтальные деформации, мм/м	-1,83	-2,16	-2,16	-0,53

Таблица 3.9 – Результаты замеров относительных деформаций реперных интервалов в тубинговом кольце № 499 (отметка -548 м) ствола «Клетевой» шахты «ДНК»

№ тубинга (азимут)		Расстояние до забоя ствола, м				
		1,5	7,5	15	27	27*
3 (56 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-0,17	-0,67	-0,33	-0,50	-0,67
	Горизонтальные деформации, мм/м.	+0,10	-0,10	-0,27	-0,43	-0,43
6 (124 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-1,16	-0,87	-1,00	-1,00	-1,00
	Горизонтальные деформации, мм/м	-0,33	-1,50	-1,66	-2,10	-2,33
10 (214 °)	Вертикальные деформации, мм/м	+0,33	+0,50	+0,67	+0,40	+0,67
	Горизонтальные деформации, мм/м	+0,20	-----	-----	-----	-----
14 (304 °)	Вертикальные деформации, мм/м	-0,17	0	-0,17	+0,17	-0,16
	Горизонтальные деформации, мм/м	+0,17	-0,67	-1,33	-1,83	-2,00

* – после проходки рассечки

По результатам исследований прослеживается общая тенденция роста относительных деформаций крепи в тубинговых кольцах по мере удаления забоя от измерительной станции. Причиной разброса значений деформаций является неравномерное нагружение тубинговой крепи и перераспределение

зон концентрации напряжений в анизотропном тектонически напряженном горном массиве.

3.4 Закономерности деформирования вмещающего массива и крепи стволов при совмещенной схеме проходки

Полученные в ходе натурных исследований данные позволяют вывести закономерности деформирования окружающего массива в процессе строительства ствола по совмещенной технологической схеме в анизотропном тектонически напряженном горном массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии.

Результаты экспериментальных исследований деформирования окружающего массива в процессе строительства ствола «Клетевой» шахты «ДНК» Донского горно-обогатительного комбината (табл. 3.2 – 3.5, рис. 3.10 – 3.13) представлены в виде общей диаграммы на рисунке 3.14, где отображены значения натурных измерений (зеленые точки), выполненные в семи тубинговых кольцах между тубингами 1-9, 3-11, 5-13, 7-15 по мере продвижения забоя ствола (рис. 3.14).

Разброс величин смещений породных стенок обусловлен общей неоднородностью горного массива, а именно: геологией, литологией, анизотропией поля напряжений, блочным иерархичным строением массива и т. д., вследствие чего вмещающий массив деформируется по периметру ствола неравномерно.

С помощью компьютерной программы построения функционально-факторных уравнений нелинейной регрессии «Тренды FSP-1» (рис. 3.15) выполнена статистическая обработка экспериментальных данных, в результате чего получена следующая математическая модель зависимости [54 – 56, 85]:

$$U = 24(1 - \exp(-0.48L/R)), \quad (3.3)$$

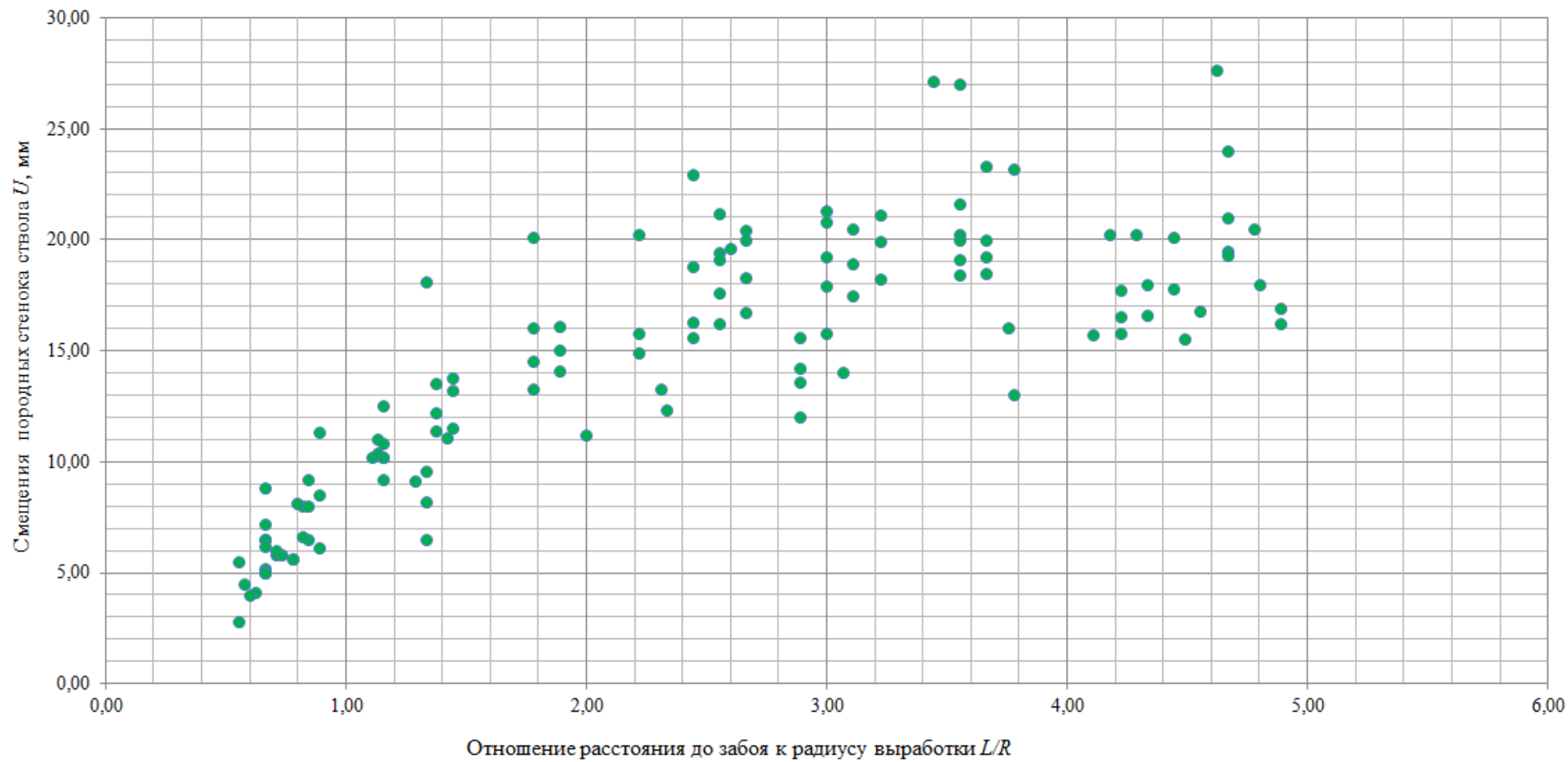


Рисунок 3.14 – График зависимости смещений породных стенок ствола U от отношения расстояния до забоя ствола «Клетевой» ш. «ДНК» к его радиусу

где U – величина смещений породных стенок, мм;

L – расстояние от измерительной станции до забоя, м;

R – радиус выработки вчерне, м.

Коэффициент детерминации полученной зависимости равен $R^2 = 0.80$

На рисунке 3.15 представлен тренд изменения значений U – смещений породных стенок ствола при увеличении расстояния до забоя. Нарастание U происходит постепенно, около 75% от величины полных смещений, вызванных уходом забоя ствола, реализуется на расстоянии, равном 3 радиусам исследуемой выработки. Выплаживается график при $U_{\infty} = 24$ мм, что соответствует полной реализации конвергенции, вызванной уходом забоя ствола, на расстоянии, равном 6 – 7 радиусам выработки вчерне [86].

Из полученной математической модели (3.3) выделена экспоненциальная зависимость коэффициента α^* от отношения расстояния до забоя к радиусу выработки вчерне, которая имеет вид:

$$\alpha^* = \exp(-0.48L / R) \quad (3.4)$$

Полученные значения коэффициента α^* в условиях запредельного напряженно-деформированного состояния вмещающего массива существенно отличаются от значений, полученных учеными ранее. На рисунке 3.16 и в таблице 3.10 представлены результаты, полученные автором, в сравнении с результатами, полученными Б. З. Амусиным, М. Баудендистелом, Н. С. Булычевым и Институтом горного дела УрО РАН. На представленном графике видно, что зона влияния забоя в исследуемом массиве в 2,3 – 3 раза больше, чем в массиве в условиях упругого деформирования, и составляет 6 – 7 радиусов выработки вчерне. Множитель $\alpha^* = 1$ при $L/R = 0$ обусловлен тем, что вычисление смещений породных стенок производилось относительно замеров, выполненных у самого забоя.

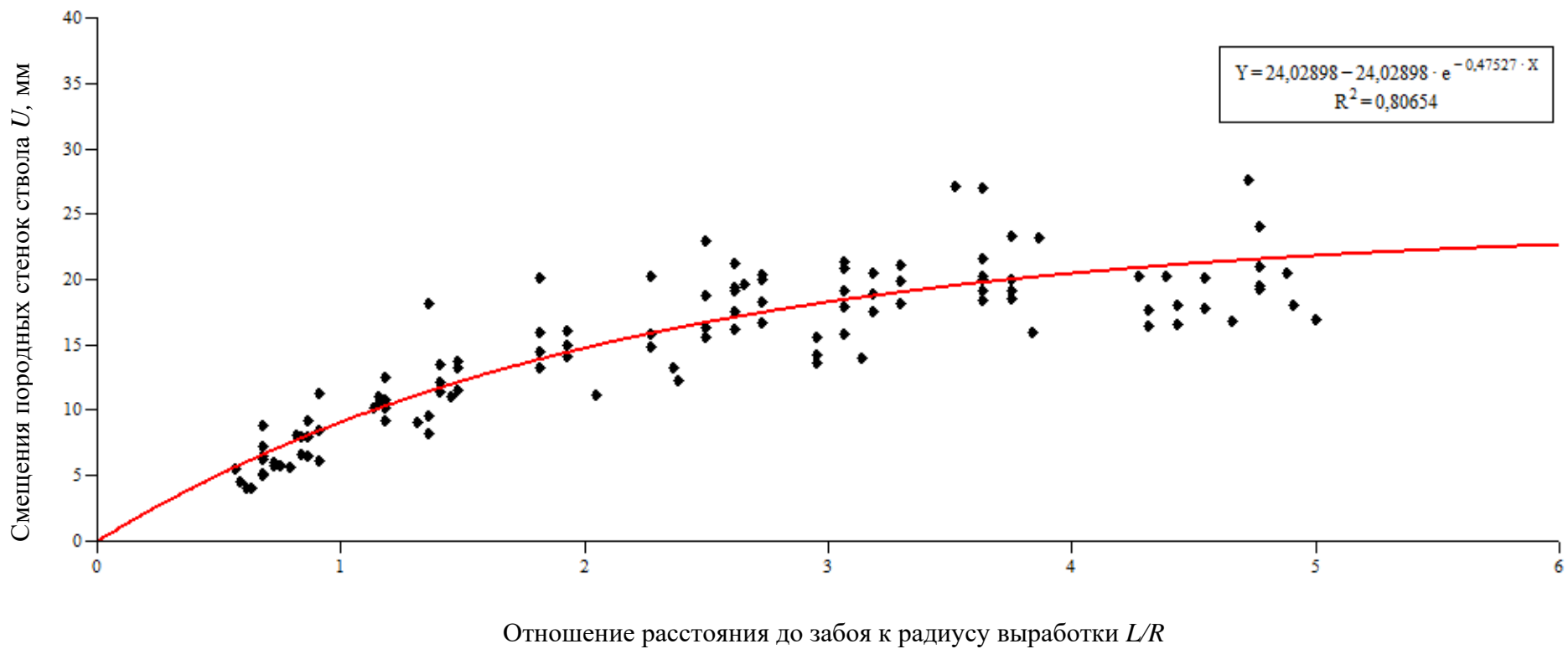


Рисунок 3.15 – Зависимость конвергенции породных стенок ствола U от отношения расстояния до забоя ствола к радиусу ствола L/R , полученная в программе «Тренды FSP-1»

Таблица 3.10 – Значения коэффициента α^* в зависимости от отношения отставания крепи от забоя к радиусу ствола L/R , полученные разными авторами

L/R	Значения множителя α^*				
	М. Баудендистел (Baudendistel)	Б.З. Арусин	Н.С. Булычев	ИГД УрО РАН	Массив в условиях неупругого деформирования
	$\alpha^* = 0.64 \exp(-1.75L/R)$	$\alpha^* = \exp(-1.3L/R)$	$\alpha^* = 0.6 \exp(-1.38L/R)$	$\alpha^* = 0.55 \exp(-1.75L/R)$	$\alpha^* = \exp(-0.48L/R)$
0	0,72	1,0	0,60	0,55	1,00
0,25	0,41	0,72	0,42	0,36	0,89
0,5	0,23	0,52	0,30	0,23	0,79
1,0	0,11	0,27	0,15	0,10	0,62
2,0	0,02	0,07	0,04	0,02	0,39
3,0	0,003	0,03	0,01	0,003	0,24
4,0	-	-	-	-	0,15
5,0	-	-	-	-	0,09
6,0	-	-	-	-	0,06
7,0	-	-	-	-	0,04

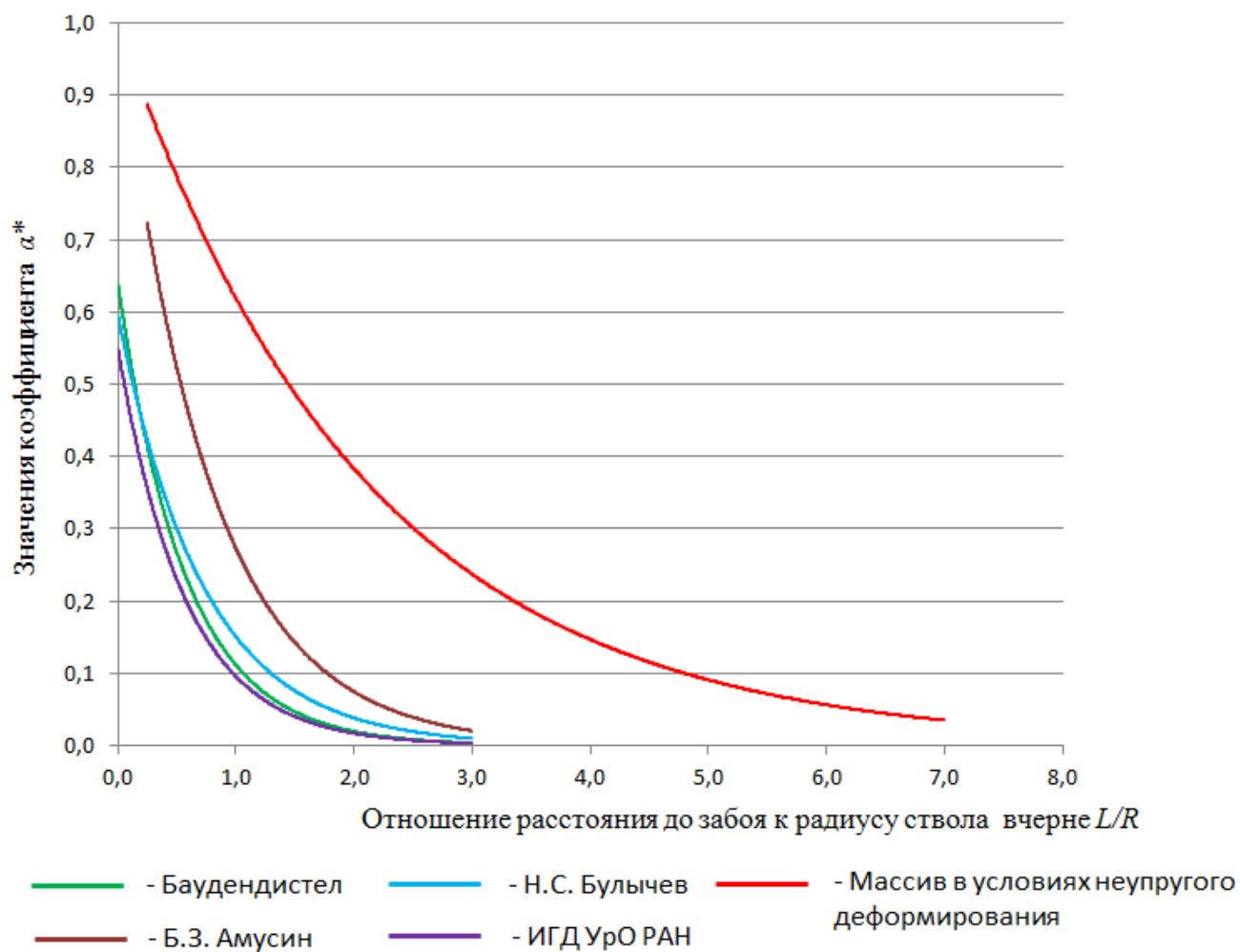


Рисунок 3.16 – Зависимости коэффициента α^* от отношения расстояния до забоя ствола к радиусу ствола L/R , полученные разными авторами

Результаты натурных исследований и статистического анализа полученных данных подтверждают **первое защищаемое положение**: коэффициент α^* , отражающий сдерживающее влияние забоя ствола на конвергенцию породных стенок, в условиях неупругого деформирования описывается экспоненциальной зависимостью, согласно которой 95% конвергенции реализуется при удалении забоя на расстояние не менее 6 радиусов ствола.

Значения множителя α^* , определяющего процесс формирования горного давления, закономерностей его изменения и устойчивость горных выработок, в условиях упругого и запредельного состояния массива горных пород имеют существенное различие, не позволяющее применять одинаковые значения α^*

для всех видов массивов. В целях обеспечения устойчивости стволов в процессе их строительства выбор типа крепи, значений ее параметров, а также оптимизации технологии ее возведения, согласованной с уходом забоя, необходимо производить на основе закономерностей изменения α^* , соответствующих упругому или запредельному состоянию массива горных пород.

Для оценки влияния анизотропии тектонических напряжений в исследуемом массиве Кемпирсайского хромитового месторождения на равномерность конвергенции породных стенок, вызванной уходом забоя строящегося ствола «Клетевой», из результатов экспериментальных исследований были выделены две линии, по которым производились замеры (рис. 3.17):

- 1) Между тубингами 1-9 по азимуту 145° , что соответствует азимуту минимальных тектонических напряжений $\sigma_{Tmin} = -13,2$ МПа;
- 2) Между тубингами 5-13 по азимуту 55° , что соответствует азимуту максимальных тектонических напряжений $\sigma_{Tmax} = -20,9$ МПа.

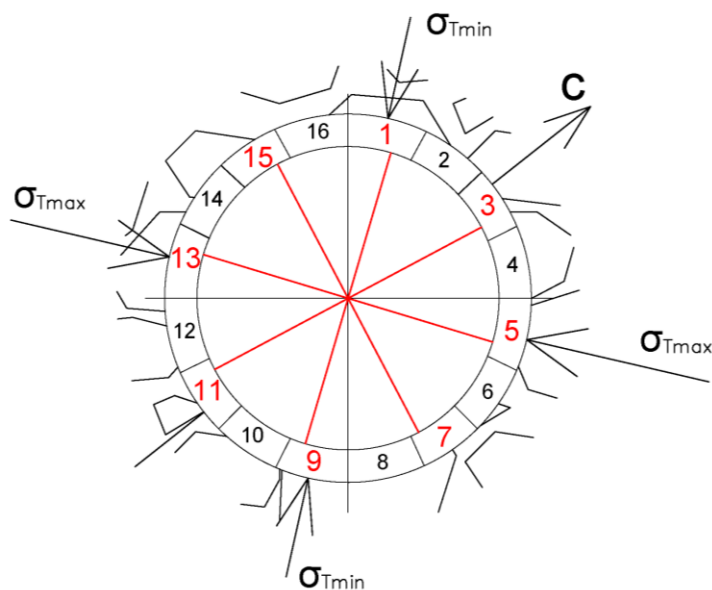


Рисунок 3.17 – Азимуты тектонических напряжений σ_{Tmax} и σ_{Tmin} , действующих в массиве Кемпирсайского хромитового месторождения

С помощью компьютерной программы «Тренды FSP-1» получены две экспоненциальные зависимости:

$$- \text{ по азимуту } 145^\circ, \text{ линия 1-9 } (\sigma_{T\min}): \alpha^* = \exp(-0.50L/R) \quad (3.5)$$

$$- \text{ по азимуту } 55^\circ, \text{ линия 5-13 } (\sigma_{T\max}): \alpha^* = \exp(-0.38L/R) \quad (3.6)$$

Сравнительный анализ полученных зависимостей представлен в таблице 3.11 и на рисунке 3.18, из которого следует, что в исследуемом массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии, существующая анизотропия тектонических напряжений ($\sigma_{T\max}/\sigma_{T\min} = 1,6$) не оказывает значительного влияния на конвергенцию породных стенок ствола, вызванную уходом забоя, так как при $L/R = 6$, $\alpha^*_{1-9} = 0,05$; $\alpha^* = 0,06$; $\alpha^*_{5-13} = 0,10$ (табл. 3.11).

Таблица 3.11 - Значения α^* по азимутам 55° и 145°

<i>L/R</i>	Значения множителя α^*		
	По азимуту 145° , линия 1-9 ($\sigma_{T\min}$)	По азимуту 55° , линия 5-13 ($\sigma_{T\max}$)	Массив в условиях неупругого деформирования
	$\alpha^* = \exp(-0.50L/R)$	$\alpha^* = \exp(-0.38L/R)$	$\alpha^* = \exp(-0.48L/R)$
0	1,00	1,00	1,00
0,25	0,88	0,91	0,89
0,5	0,78	0,83	0,79
1,0	0,61	0,68	0,62
2,0	0,37	0,47	0,39
3,0	0,22	0,32	0,24
4,0	0,14	0,22	0,15
5,0	0,08	0,15	0,09
6,0	0,05	0,10	0,06
7,0	0,03	0,07	0,04
8,0	0,02	0,05	0,02

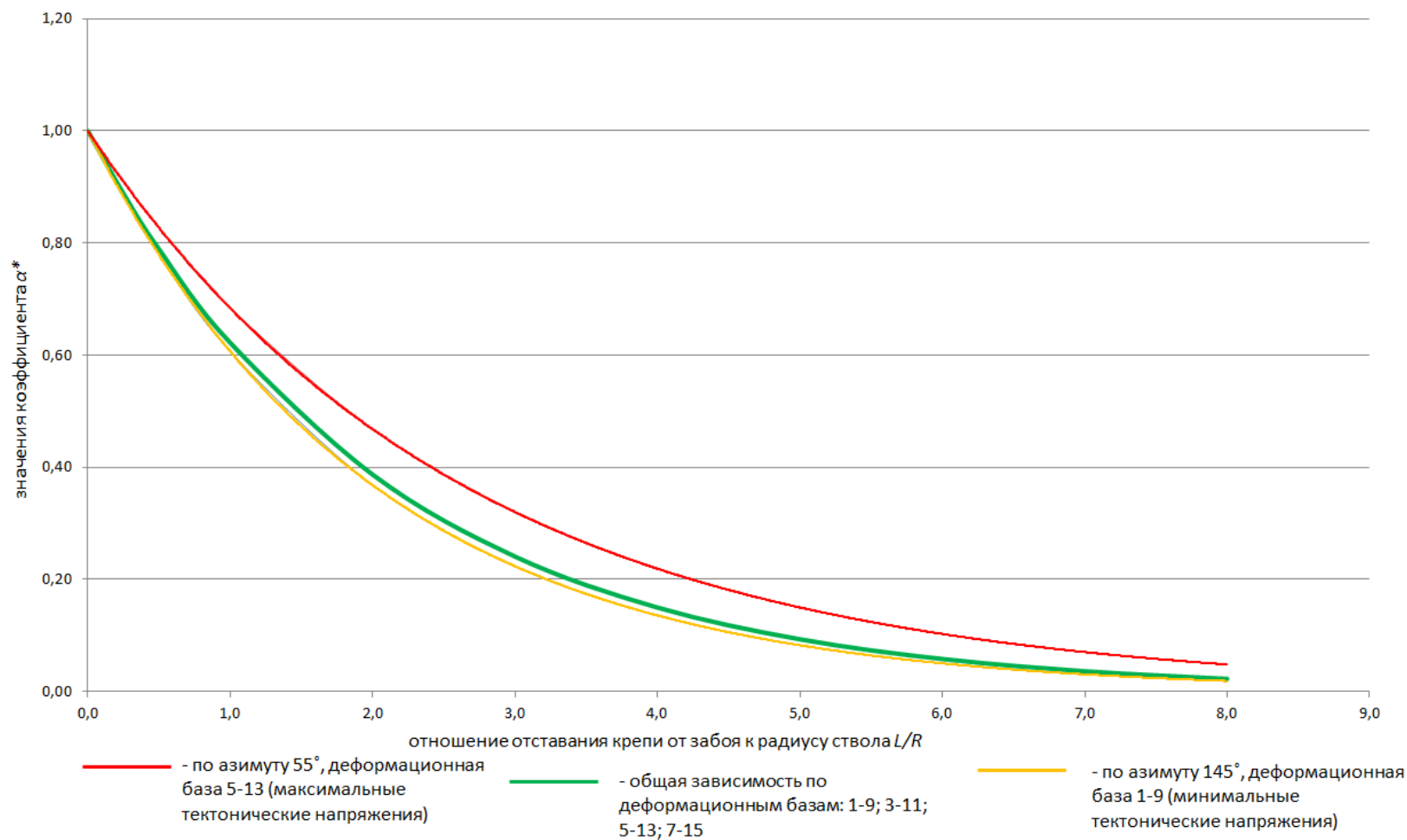


Рисунок 3.18 – Зависимость коэффициента α^* в анизотропном тектонически напряженном горном массиве

3.5 Выводы

1) Значения множителя α^* , определяющего процесс формирования горного давления, закономерностей его изменения и устойчивость горных выработок, в условиях упругого и запредельного состояния массива горных пород имеют существенное различие, не позволяющее применять одинаковые значения α^* для всех видов массивов. В целях обеспечения устойчивости стволов в процессе их строительства выбор типа крепи, значений ее параметров, а также оптимизации технологии ее возведения, согласованной с уходом забоя, необходимо производить на основе закономерностей изменения α^* , соответствующих упругому или запредельному состоянию массива горных пород.

2) Закономерность изменения значения множителя α^* в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии, выражается экспоненциальной зависимостью $\alpha^* = \exp(-0.48L/R)$, коэффициент детерминации которой равен $R^2 = 0.80$.

3) Зона влияния забоя вертикального шахтного ствола в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии, в 2,3 - 3 раза больше, чем в массиве, находящемся в условиях упругого деформирования, и составляет 6 – 7 радиусов строящейся выработки.

4) При соотношении максимальных и минимальных тектонических напряжений, равном $\sigma_{Tmax}/\sigma_{Tmin} = 1,6$, в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии, анизотропия не оказывает существенного влияния на конвергенцию породных стенок ствола, вызванную уходом забоя в процессе строительства.

4. Мероприятия по предотвращению нарушений крепи стволов при строительстве по совмещенной технологической схеме

4.1 Метод опережающей разгрузки массива горных пород

Практика предотвращения последствий нарушения целостности крепи вертикальных стволов в процессе их строительства и эксплуатации показывает, что в настоящее время основным направлением обеспечения несущей способности крепи является повышение ее прочностных характеристик [75]. Так, на Донском горно-обогатительном комбинате разрушенную бетонную крепь заменили чугунными тюбингами типа 85Н с толщиной спинки 40 мм с забутовкой закрепного пространства бетоном В15. После возобновления проходки ствола тюбинговая крепь также нарушилась, образовались горизонтальные трещины растяжения в спинках и горизонтальных ребрах тюбингов. То есть усиление крепи ствола не помогло избежать проблем, как и в случае со стволом шахты «Новая Капитальная» на Таштагольском месторождении. Таким образом, данную проблему необходимо решать альтернативными методами, направленными на нейтрализацию воздействий конвергенции породных стенок на возведенную крепь в призабойной зоне ствола [73].

Один из методов - опережающая разгрузка массива, заключающийся в создании опережающего разгрузочного пространства, которое позволяет реализовать конвергенцию породных стенок в призабойной зоне ствола (рис. 4.1).

4.1.1 Описание метода

Разработанный метод предполагает формирование опережающей разгрузочной выработки впереди основного проходческого забоя ствола, для чего выполняется бурение шпуров в забое разной длины. Длина центральных шпуров, количество которых определяется размерами опережающей

выработки, составляет $L_o = 6R_o \div 7R_o$ радиусов опережающей выработки. Длина внешних шпуров забоя определяется паспортом буровзрывных работ, а именно принятой глубиной заходки $L_{зах} = 2 \div 5$ м. Затем производится зарядание и взрывание шпуров, в результате чего в центре ствола впереди основного проходческого забоя образуется опережающая разгрузочная выработка, которая инициирует реализацию конвергенции породных стенок ствола в призабойной зоне. Далее выполняется уборка породы до основного проходческого забоя ствола и возведение постоянной крепи. Так как центральная часть забоя уже находится в разрушенном состоянии, то при последующей заходке бурятся только внешние шпуры на глубину $L_{зах}$.

Несмотря на преимущества данного метода, основным его недостатком является сложность технической организации работ, так как для бурения центральных шпуров требуемой глубины необходимо наличие мощной механизированной бурильной установки, позволяющей использовать составные буровые штанги. Кроме того, при взрыве центральных шпуров большой глубины возрастает негативное сейсмическое воздействие на крепь выработки и окружающий горный массив.

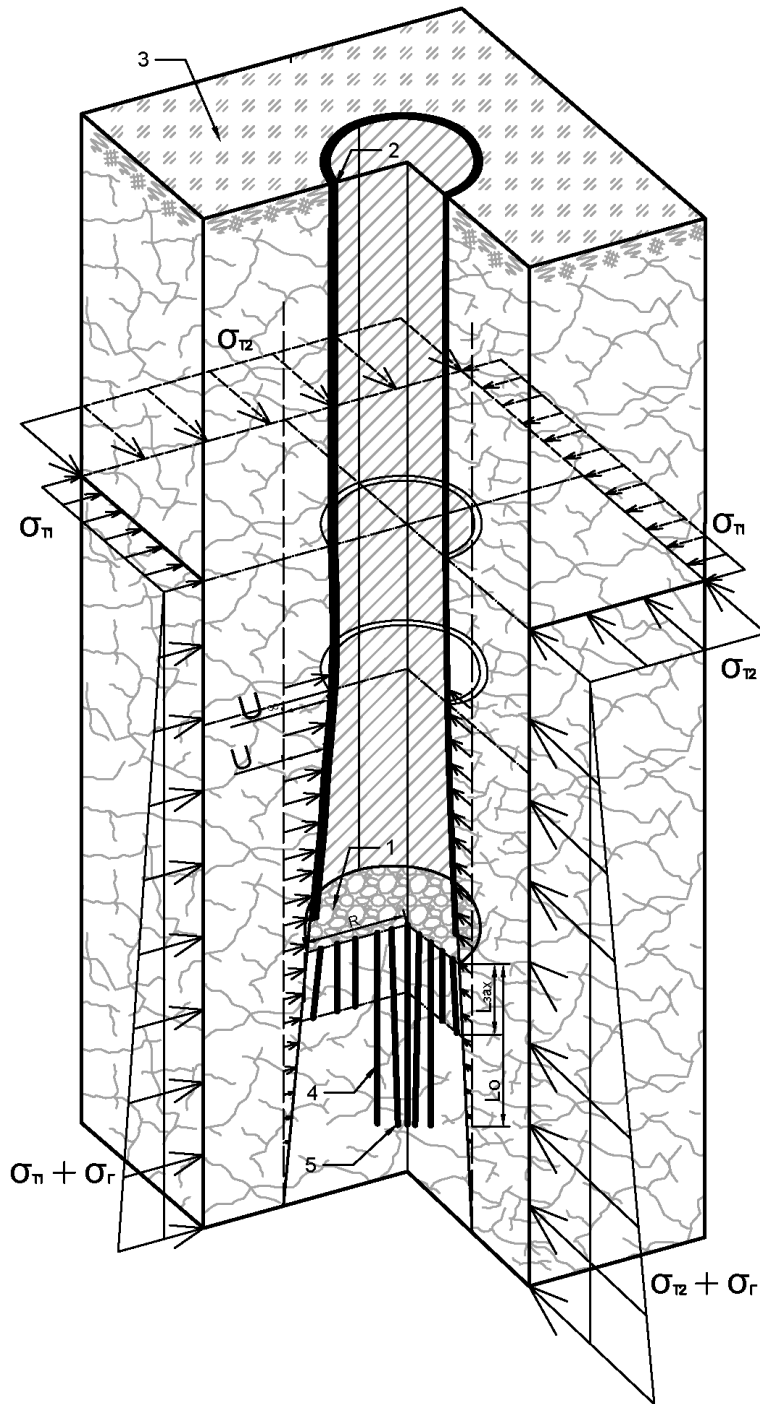


Рисунок 4.1 – Схема проходки ствола с применением метода опережающей разгрузки окружающего массива горных пород: 1 – забой ствола, 2 – постоянная крепь ствола, 3 – земная поверхность, $\sigma_{т}$ – тектонические напряжения, $\sigma_{Г}$ – гравитационные напряжения, R – радиус ствола, U – величина деформаций породных стенок ствола, U_{∞} – величина полных деформаций породных стенок, L_o – глубина врубовых и компенсационного шпуров, $L_{защ}$ – глубина заходки

4.1.2. Моделирование влияния разгрузочной выработки на однородный упругий массив

Оценка влияния опережающей разгрузочной выработки на изменение напряженно-деформированного состояния массива в призабойной зоне ствола была выполнена с помощью метода конечных элементов путем моделирования массива горных пород, вмещающего в себя вертикальную горную выработку [81, 82].

Разработанная модель представляет собой однородный упругий массив, в котором действуют изотропные тектонические напряжения величиной 10 МПа, со следующими граничными условиями: модуль упругости $E = 5000$ ГПа, коэффициент Пуассона $\mu = 0,3$ (рис. 4.2).

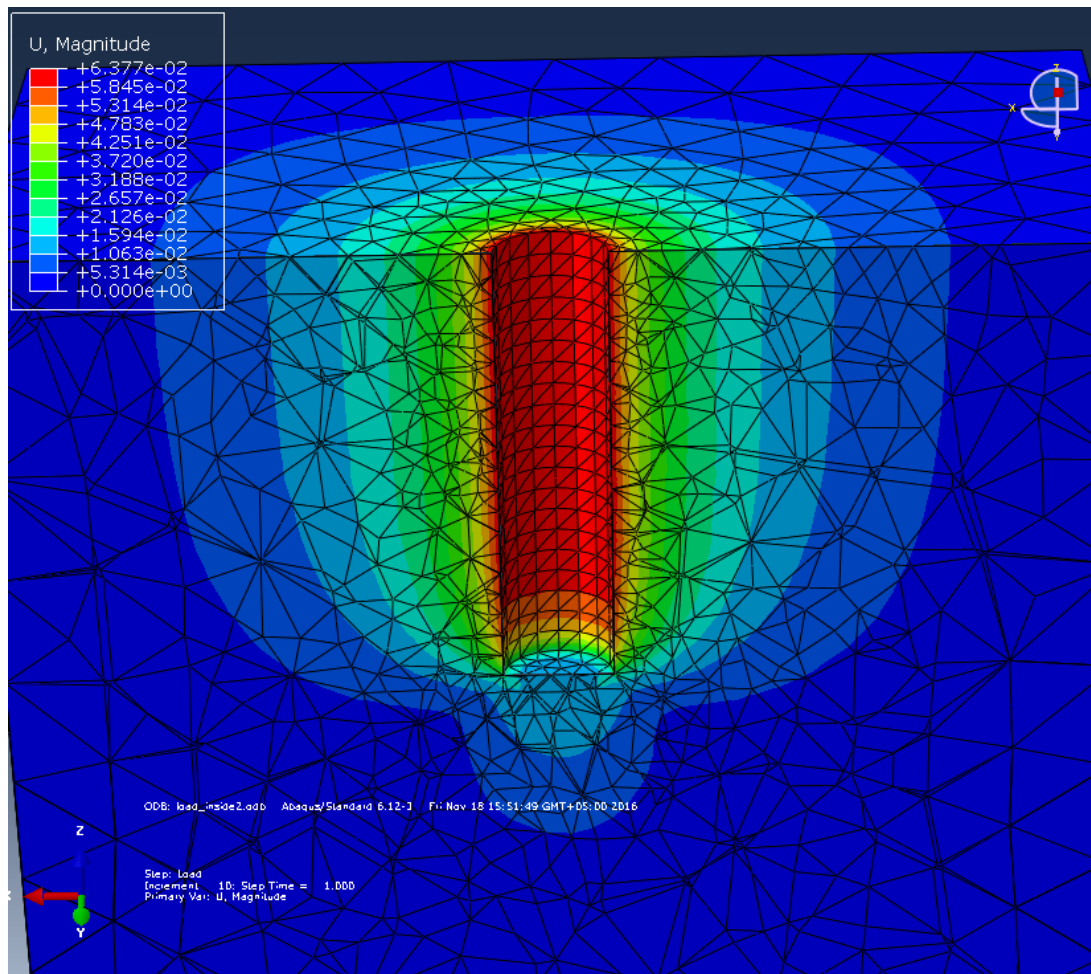


Рисунок 4.2 – Модель деформирования однородной упругой среды при строительстве вертикальной выработки

В данном массиве сооружена вертикальная выработка с выходом на поверхность (вертикальный шахтный ствол) глубиной $H = 40$ м и радиусом $R = 5$ м, которая вызвала изменение напряженно-деформированного состояния окружающего массива (рис. 4.2). Зона деформирования охватывает значительную область вокруг выработки, изменение величины смещений контура выработки характеризуется цветовым обозначением на рисунке 4.2.

В таблице 4.1 представлены значения величин смещения породных стенок смоделированной выработки и их изменение в зависимости от расстояния до забоя. Величина конвергенции у забоя равняется $U = 0,024$ м при $L = 0$ м, так как деформационные процессы в массиве начинают реализовываться впереди забоя выработки. Полная реализация конвергенции контура выработки происходит на расстоянии, равном 3 радиусам выработки, и ее величина составляет $U_{\infty} = 0,063$ м при $L = 15$ м ($L/R = 3$).

Для оценки влияния опережающей разгрузочной выработки на конвергенцию породных стенок в призабойной зоне ствола в существующей модели перед забоем сформированы 4 различных варианта опережающей выработки: радиусами $R_o = 2,0; 2,5; 3,0; 3,5$ м и глубиной $H_o = 20$ м (рис. 4.3).

Результаты моделирования представлены в таблице 4.1. В созданной модели массива с вертикальным стволом до разгрузки величина полных смещений, вызванных уходом забоя, которую будет принимать на себя возведенная крепь, составляет $U_o = 0,039$ м. Формирование разгрузочной выработки впереди забоя ствола разгружает окружающий массив в призабойной зоне. При радиусе опережающей выработки $R_o = 2,0$ м величина полных смещений, действующих на крепь ствола в призабойной зоне, снизится до $U_o = 0,031$ м, при $R_o = 2,5$ м до $U_o = 0,028$ м, при $R_o = 3,0$ м до $U_o = 0,024$ м, а при $R_o = 3,5$ м до $U_o = 0,018$ м. На рисунке 4.4 представлена зависимость изменения величины смещений породных стенок в призабойной зоне ствола при влиянии опережающей разгрузочной выработки различного радиуса.

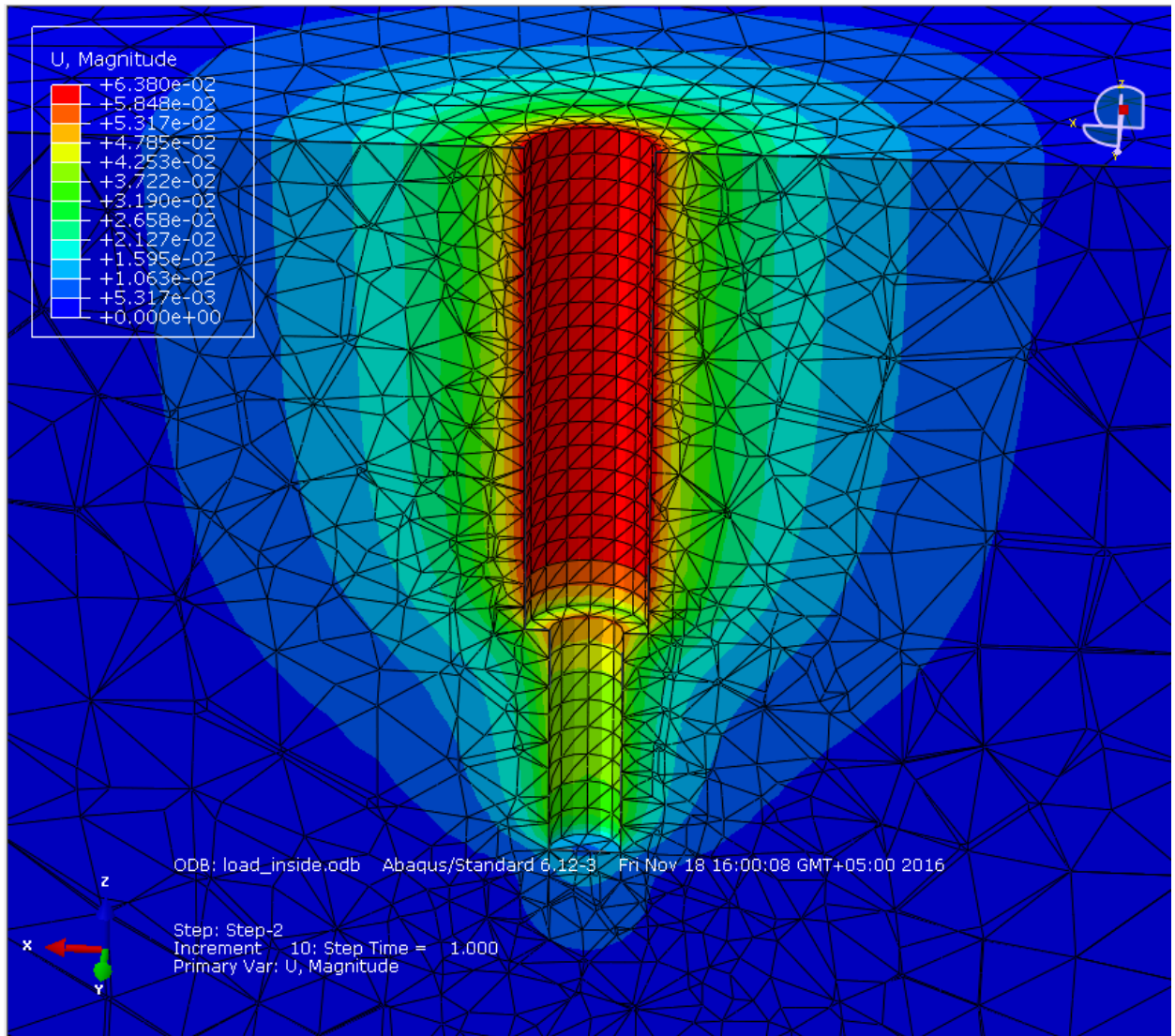


Рисунок 4.3 – Модель деформирования однородной упругой среды при строительстве вертикального ствола с опережающей разгрузочной выработкой

Таким образом, в призабойной зоне ствола реализуется соответственно на 18%, 28%, 40% и 54% меньше смещений породных стенок, вызванных уходом забоя, которые оказывают основную нагрузку на возведенную крепь при совмещенной технологической схеме проходки ствола в условиях упругого деформирования окружающего массива горных пород (табл. 4.2).

Таблица 4.1 – Конвергенция породных стенок ствола при различных вариантах моделирования

Ствол до разгрузки				Ствол после разгрузки при $R_0=2,0$ м				Разгрузочная выработка $R_0=2,0$ м			
Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R при $R=5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_0 , м	Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R при $R=5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_0 , м	Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R_0 ($R_0=2$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_0 , м
0	0,0	0,024	0,000	0,0	0,0	0,031	0,000	0,00	0,00	0,012	0,000
1,0	0,2	0,040	0,016	1,0	0,2	0,045	0,014	0,77	0,39	0,020	0,008
2,0	0,4	0,048	0,024	2,0	0,4	0,051	0,020	1,54	0,77	0,023	0,011
3,0	0,6	0,052	0,028	3,0	0,6	0,054	0,023	2,31	1,15	0,024	0,012
4,0	0,8	0,055	0,031	4,0	0,8	0,057	0,026	3,08	1,54	0,025	0,013
5,0	1,0	0,057	0,033	5,0	1,0	0,058	0,027	3,85	1,92	0,026	0,014
6,0	1,2	0,059	0,035	6,0	1,2	0,059	0,028	6,92	3,46	0,026	0,014
7,0	1,4	0,060	0,036	7,0	1,4	0,060	0,029	7,69	3,85	0,027	0,015
8,0	1,6	0,060	0,036	8,0	1,6	0,061	0,030	11,54	5,77	0,027	0,015
9,0	1,8	0,061	0,037	9,0	1,8	0,061	0,030	12,31	6,15	0,028	0,016
10,0	2,0	0,061	0,037	10,0	2,0	0,061	0,030	13,08	6,54	0,029	0,017
11,0	2,2	0,061	0,038	11,0	2,2	0,062	0,031	13,85	6,92	0,030	0,018
12,0	2,4	0,062	0,038	12,0	2,4	0,062	0,031	14,62	7,31	0,031	0,019
13,0	2,6	0,063	0,039	13,0	2,6	0,062	0,031	15,39	7,69	0,032	0,020
14,0	2,8	0,063	0,039	14,0	2,8	0,063	0,032	16,16	8,08	0,033	0,021
15,0	3,0	0,063	0,039	15,0	3,0	0,062	0,031	16,93	8,46	0,034	0,022
-	-	-	-	-	-	-	-	17,70	8,85	0,036	0,024
-	-	-	-	-	-	-	-	18,47	9,23	0,038	0,026
-	-	-	-	-	-	-	-	19,24	9,62	0,039	0,027
-	-	-	-	-	-	-	-	20,00	10,00	0,039	0,027

Продолжение таблицы – 4.1

Ствол после разгрузки при $R_o=2,5$ м				Разгрузочная выработка $R_o=2,5$ м				Ствол после разгрузки при $R_o=3,0$ м			
Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R при $R=5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_o , м	Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R_o ($R_o=2,5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_o , м	Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R при $R=5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_o , м
0,0	0,00	0,035	0,000	0,00	0,00	0,014	0,000	0,0	0,0	0,039	0,000
1,0	0,20	0,047	0,012	1,00	0,40	0,025	0,011	1,0	0,2	0,050	0,011
2,0	0,40	0,052	0,017	2,00	0,80	0,028	0,014	2,0	0,4	0,054	0,015
3,0	0,60	0,055	0,020	3,00	1,20	0,030	0,016	3,0	0,6	0,057	0,018
4,0	0,80	0,058	0,023	4,00	1,60	0,031	0,017	4,0	0,8	0,058	0,019
5,0	1,00	0,059	0,024	5,00	2,00	0,032	0,018	5,0	1,0	0,060	0,021
6,0	1,20	0,060	0,025	6,00	2,40	0,032	0,018	6,0	1,2	0,061	0,022
7,0	1,40	0,061	0,026	7,00	2,80	0,033	0,019	7,0	1,4	0,061	0,022
8,0	1,60	0,061	0,026	8,00	3,20	0,033	0,019	8,0	1,6	0,062	0,023
9,0	1,80	0,062	0,027	12,00	4,80	0,033	0,019	9,0	1,8	0,062	0,023
10,0	2,00	0,062	0,027	13,00	5,20	0,034	0,020	10,0	2,0	0,062	0,023
11,0	2,20	0,062	0,027	14,00	5,60	0,035	0,021	11,0	2,2	0,062	0,023
12,0	2,40	0,062	0,027	15,00	6,00	0,037	0,023	12,0	2,4	0,062	0,023
13,0	2,60	0,063	0,028	16,00	6,40	0,038	0,024	13,0	2,6	0,063	0,024
14,0	2,80	0,063	0,028	17,00	6,80	0,041	0,027	14,0	2,8	0,063	0,024
-	-	-	-	18,01	7,20	0,043	0,029	15,0	3,0	0,063	0,024
-	-	-	-	19,01	7,60	0,045	0,031	16,0	3,2	0,063	0,024
-	-	-	-	20,00	8,00	0,046	0,032	-	-	-	-

Продолжение таблицы – 4.1

Разгрузочная выработка $R_o=3,0$ м				Ствол после разгрузки при $R_o=3,5$ м				Разгрузочная выработка $R_o=3,5$ м			
Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R_o ($R_o=3,0$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_o , м	Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R при $R=5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_o , м	Расстояние до забоя L , м	Отношение расстояния до забоя к радиусу выработки L/R_o ($R_o=3,5$ м)	Смещения U , м	Смещения, действующие на крепь U_o , м
0,0	0,00	0,016	0,000	0,00	0,00	0,045	0,000	0,00	0,00	0,018	0,000
1,3	0,42	0,029	0,013	1,00	0,20	0,053	0,008	1,43	0,41	0,033	0,015
2,5	0,83	0,034	0,018	2,00	0,40	0,056	0,011	2,86	0,82	0,040	0,022
3,7	1,25	0,036	0,020	3,00	0,60	0,058	0,013	4,28	1,22	0,042	0,024
5,0	1,67	0,037	0,021	4,00	0,80	0,060	0,015	5,71	1,63	0,043	0,025
6,2	2,08	0,038	0,022	5,00	1,00	0,060	0,015	7,14	2,04	0,044	0,026
7,5	2,50	0,038	0,022	6,00	1,20	0,061	0,016	8,57	2,45	0,045	0,027
8,7	2,92	0,038	0,022	7,00	1,40	0,062	0,017	10,00	2,86	0,045	0,027
10,0	3,33	0,039	0,023	8,00	1,60	0,062	0,017	11,43	3,26	0,045	0,027
11,2	3,75	0,039	0,023	9,00	1,80	0,062	0,017	12,85	3,67	0,046	0,028
12,5	4,17	0,040	0,024	10,00	2,00	0,062	0,017	14,28	4,08	0,047	0,029
13,7	4,58	0,041	0,025	11,00	2,20	0,062	0,017	15,71	4,49	0,048	0,030
15,0	5,00	0,042	0,026	12,00	2,40	0,063	0,018	17,14	4,90	0,050	0,032
16,3	5,42	0,044	0,028	13,00	2,60	0,063	0,018	18,57	5,31	0,054	0,036
17,5	5,83	0,046	0,030	14,00	2,80	0,063	0,018	20,00	5,71	0,059	0,041
18,8	6,25	0,050	0,034	-	-	-	-	-	-	-	-
20,0	6,67	0,054	0,038	-	-	-	-	-	-	-	-

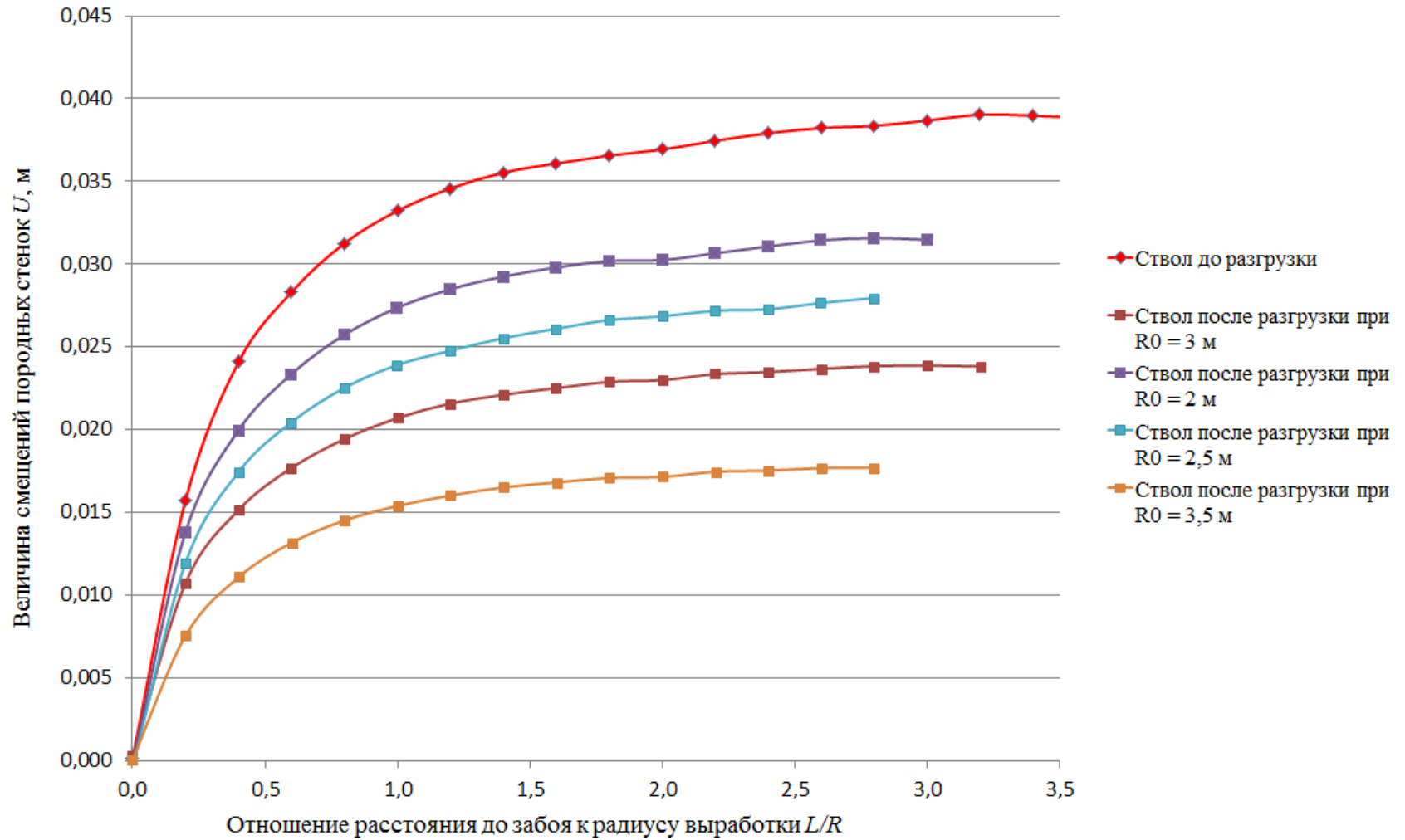


Рисунок 4.4 – Конвергенция породных стенок ствола при моделировании опережающей разгрузочной выработки различных радиусов

Таблица 4.2 – Полные смещения породных стенок ствола радиусом $R = 5$ м

Радиус опережающей выработки R_o , мм	Отношение радиуса основной выработки к радиусу опережающей R/R_o	Полные смещения породных стенок ствола в упругом массиве U_o , мм	Процент смещений породных стенок ствола, реализуемого разгрузочной выработкой в упругом массиве ΔU , %
0	-	0,039	-
2,0	2,5	0,031	18
2,5	2,0	0,028	28
3,0	1,7	0,024	40
3,5	1,4	0,018	54

Из полученных данных влияния опережающих разгрузочных выработок различного радиуса на конвергенцию породных стенок ствола, составлена линейная зависимость, отражающая изменение процента полной конвергенции породных стенок ствола, реализуемого разгрузочной выработкой, от отношения радиуса ствола к радиусу опережающей выработки R/R_o (рис. 4.5). Зависимость представлена в графическом виде на рисунке 4.5 и описывается формулой $\Delta U = 96 - 32 R/R_o$, коэффициент детерминации которой равен $R^2 = 0.94$.

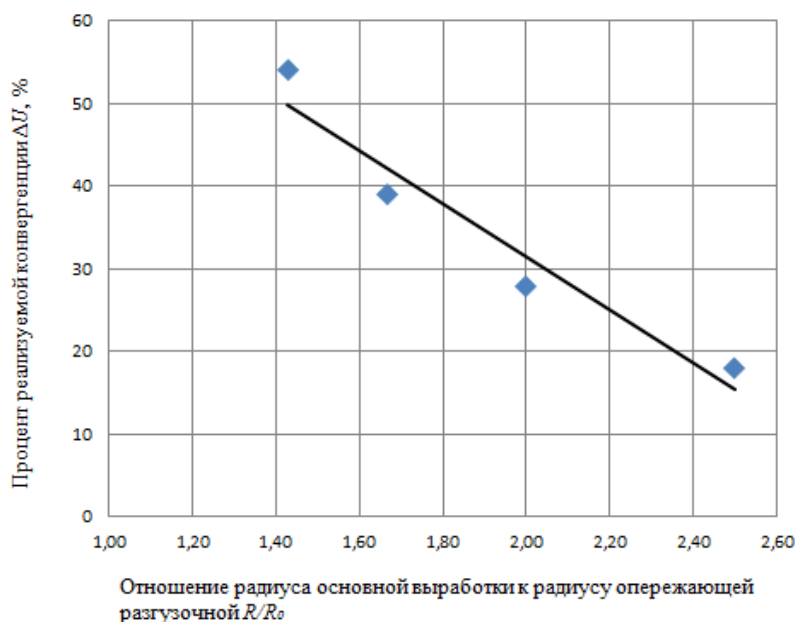


Рисунок 4.5 – Доля реализуемых смещений породных стенок ствола при строительстве опережающей разгрузочной выработки

Необходимая глубина опережающей выработки, позволяющая выполнить разгрузку призабойного массива в условиях упругого деформирования до возведения постоянной крепи, должна составлять не менее $2R \div 3R$. В дискретном блочном массиве, находящемся в условиях неупругого деформирования, для реализации необходимой разгрузки глубина опережающей выработки должна составлять не менее $6R \div 7R$.

Выполненное моделирование и оценка влияния опережающей разгрузочной выработки на призабойный массив горных пород как в условиях упругого, так и в условиях неупругого деформирования доказало эффективность метода предотвращения нарушений крепи путем опережающей разгрузки массива и подтверждает **второе защищаемое положение**: доля снижения негативного воздействия конвергенции породных стенок при применении опережающей выработки обратно пропорциональна отношению радиуса забоя основной выработки к радиусу забоя опережающей выработки.

Однако стоит отметить, что предложенный метод направлен лишь на предотвращение нарушений крепи от конвергенции породных стенок в процессе строительства ствола по совмещенной технологической схеме. Для предотвращения нарушений крепи в процессе эксплуатации ствола, вызванных современными геодинамическими движениями в массиве и влиянием вторичного поля напряжений при ведении очистных работ, разработан следующий метод.

4.2 Метод предотвращения нарушений крепи путем увеличения ее податливости

При строительстве вертикальных шахтных стволов в России и странах СНГ в качестве крепления в основном применяют монолитную бетонную, железобетонную или тюбинговую крепь с заполнением затюбингового пространства бетонным раствором [68]. Используемые виды крепи не всегда обеспечивают необходимую устойчивость, так как система крепь –

окружающий массив находятся в неравновесном состоянии. Подвижки структурных блоков окружающего массива и смещение породных стенок выработок увеличивают нагрузку на возведенную жесткую крепь, что приводит к ее деформациям и нарушению целостности, как это произошло на стволе «Центральный вентиляционный» шахты «Северопесчанская», на стволах Таштагольского рудника и на стволах шахт «ДНК» и «Молодежная» Донского горно-обогатительного комбината.

В качестве крепи и тампонажного раствора в основном используют низкомарочные бетоны, упругие характеристики которых представлены в таблице 4.3 согласно СНиП 2.03.01-84. Наиболее распространен бетон класса В25, модуль упругости которого равен $E = 30000$ МПа, а кубиковый предел прочности на сжатие составляет $R_{сж} = 32,74$ МПа при естественном твердении (табл. 4.3) [57].

Керамзитобетон относится к категории легких бетонов. По структуре (степени пористости) бетона различают плотный, поризованный и крупнопористый (беспесчаный) керамзитобетон. В зависимости от типа применения керамзитобетон подразделяют на конструктивный, теплоизоляционный и конструктивно-теплоизоляционный. В Пензенском государственном университете архитектуры и строительства д.т.н. Н. И. Макридиным и к.т.н. И. Н. Максимовой были выполнены исследования по изменению свойств конструктивного керамзитобетона при длительном нагружении в разных средах. Для изготовления керамзитобетона был использован керамзитовый гравий фракции 10 – 20 мм и марки 700 с прочностью в цилиндре по ГОСТ 9758-60 равной 6,01 МПа и бетон класса В30 со следующими характеристиками: $R_{сж} = 39,3$ МПа; $E = 32500$ МПа (табл. 4.3) [58].

Таблица 4.3 – Прочностные характеристики бетона по СНиП 2.03.01-84

Класс бетона по прочности на сжатие	Средняя кубиковая прочность бетона данного класса, МПа, при коэффициенте вариации 13,5%	Начальные модули упругости бетона при сжатии и растяжении $E \cdot 10^3$ МПа при классе бетона по прочности на сжатие (тяжелый бетон естественного твердения)
B2	2,62	-
B2,5	3,27	-
B3,5	4,58	9,5
B5	6,55	13,0
B7,5	9,82	16,0
B10	13,1	18,0
B12,5	16,37	21,0
B15	19,65	23,0
B20	26,19	27,0
B25	32,74	30,0
B30	39,29	32,5
B35	45,84	34,5
B40	52,39	36,0
B45	58,94	37,5
B50	65,48	39,0
B55	72,03	39,5
B60	78,58	40,0

Из полученных данных следует, что модуль упругости керамзитобетона, величина которого обратно пропорциональна податливости крепи, ниже, чем у бетона класса B25 ($E \approx 30\,000$ МПа) (табл. 4.3), и в среднем составляет 18 000 МПа, что на 40% меньше за счет пористой структуры, но предел кубиковой прочности керамзитобетона на сжатие равнозначен бетону марки B25 и составляет в среднем 32 МПа как в воздушной среде, так и в обводненной. Одинаковая прочность бетона класса B25 и керамзитобетона при абсолютно разных модулях упругости объясняется наличием пустот в керамзитобетоне, смыкание которых обеспечивает податливость и, соответственно, более низкий

модуль упругости, при этом минеральный скелет сохраняет прочностные характеристики материала (табл. 4.3 – 4.4, рис. 4.6) [100 – 104]. Податливая крепь в затюбинговом пространстве в виде керамзитобетона будет принимать на себя смещения породных стенок выработки, вызванные уходом забоя ствола, а также геодинамическими движениями в массиве горных пород под влиянием вторичного поля напряжений. Данный метод предотвращения нарушений крепи более эффективен в комплексе с опережающей разгрузкой массива горных пород. Метод опережающей разгрузки массива реализует только часть смещений породных стенок ствола в призабойной зоне, вызванных уходом забоя. Оставшуюся часть смещений породных стенок ствола будет принимать на себя податливая крепь, тем самым система крепь-массив будет находиться в равновесном, устойчивом состоянии.

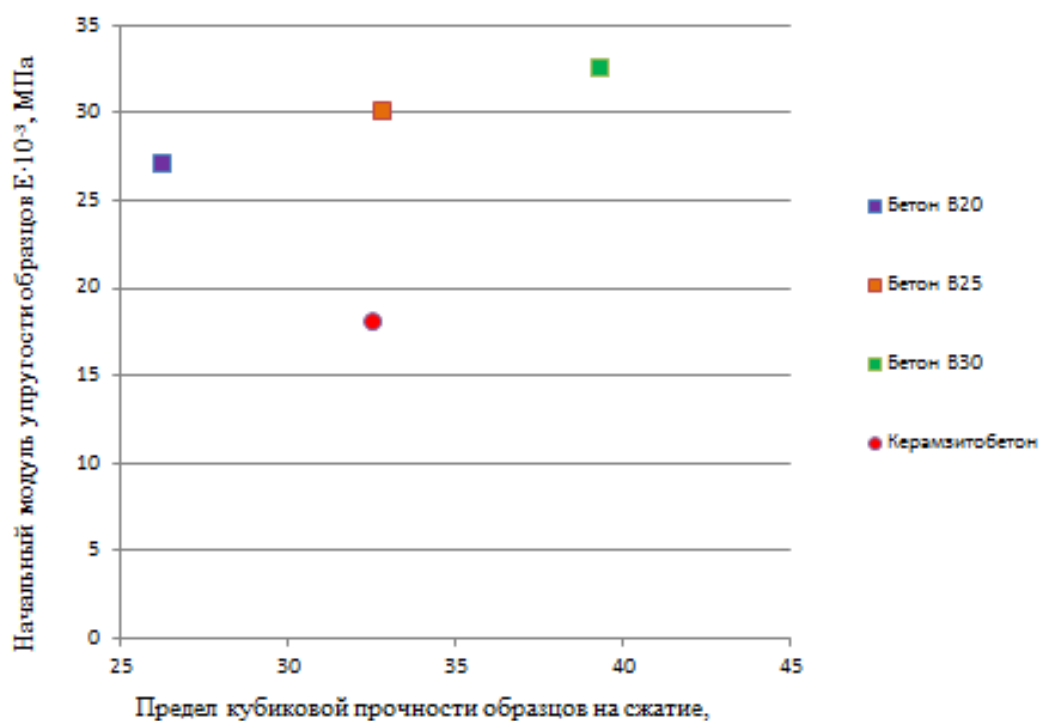


Рисунок 4.6 – Предел прочности и модуль упругости керамзитобетона и бетона класса В20 – В30

Таблица 4.4 – Изменение свойств керамзитобетона при длительном нагружении в разных средах

Условия опыта	Свойства бетона перед нагружением в возрасте 28 суток					Свойства бетона после разгрузки в возрасте 520...640 суток				Изменение модуля упругости, %		
	$R_{сж}$, МПа	$R_{пр}$, МПа	$E \cdot 10^{-3}$, МПа	Весовая влажность, %	$\sigma/R_{пр}$	$R_{сж}$, МПа	$R_{пр}$, МПа	$E \cdot 10^{-3}$, МПа	Весовая влажность, %	Рабочих образцов	Контрольных образцов	Рабочих относительно контрольных
Воздушная среда	Контрольные					Контрольные						
	32,5	27,8	16,2	5,1	-	30,0	29,0	13,77	3,7	-	85	-
	Рабочие					Рабочие						
	-	-	16,55	-	0,316	-	37,0	11,76		71	-	85,4
	-	-	15,78	-	0,376	-	32,9	12,03	-	76,4	-	87,5
	-	-	18,75	-	0,546	-	33,0	10,9	4,1	58,2	-	79,2
	-	-	18,72	-	0,58	-	31,6	10,0		53,4	-	72,6
	-	-	20,0	-	0,624	-	29,5	10,25		51,3	-	74,4
-	-	19,35	-	0,643	-	28,0	11,93		61,6	-	86,8	
Вода	Контрольные					Контрольные						
	32,5	27,8	16,2	5,1	-	31,6	27,0	20,55	9,6	-	126,8	-
	Рабочие					Рабочие						
	-	-	17,9	-	0,426	-	27,0	22,0		123	-	107,2
	-	-	15,36	-	0,52	-	30,0	15,34	8,4	100	-	74,8
	-	-	15,36	-	0,638	-	30,0	16,32		106	-	79,5
-	-	14,63	-	0,68	-	21,0	15,3		104,3	-	74,6	
Раствор уксусной кислоты	Контрольные					Контрольные						
	32,5	27,8	16,2	5,1	-	-	32,0	17,77	5,8	-	109,6	-
	Рабочие					Рабочие						
	-	-	15,67	-	0,396	-	31,3	19,65		125,4	-	111,6
	-	-	15,77	-	0,489	-	26,7	10,85	5,9	69,3	-	61,1
	-	-	17,13	-	0,638	-	26,0	16,0	6,4	93,3	-	90,0
-	-	15,78	-	0,68	-	26,5	13,64		86,6	-	76,8	

4.3 Внедрение разработанных мероприятий на горнодобывающих предприятиях

Разработанные методы предотвращения нарушений крепи были частично внедрены и использованы в строящемся стволе «Вентиляционный» на шахте «ДНК» Донского горно-обогатительного комбината [92 – 94].

Апробация выполнялась на экспериментальном шестнадцатиметровом участке ствола с отм. -587 м (глубина 975 м) до отм. -603 м (глубина 991 м) вблизи сопряжения отм. -600 м в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии (рис. 4.7). Частые случаи вывалообразования и нарушений крепи ствола, происходившие при проходке, особенно вблизи сопряжения с горизонтальными выработками, вызвали необходимость разработки и использования методов, обеспечивающих несущую способность крепи.

Экспериментальный участок ствола был пройден по усовершенствованной технологии с применением временного податливого крепления, сущность которой заключается в следующем: вид и параметры постоянной крепи, а также технологическая схема проходки ствола и сопряжения остаются без изменения, так как они заложены в проекте и применялись до настоящего времени на шахте. Все работы по проходке и креплению ствола ведутся в соответствии с применяемой совмещенной технологией с постоянной крепью из чугунных тубингов.

До начала разделки сопряжения над его будущей кровлей сооружается защитный экран из трех слоев скважин с перфорированными трубами, куда закачивается бетонный раствор.

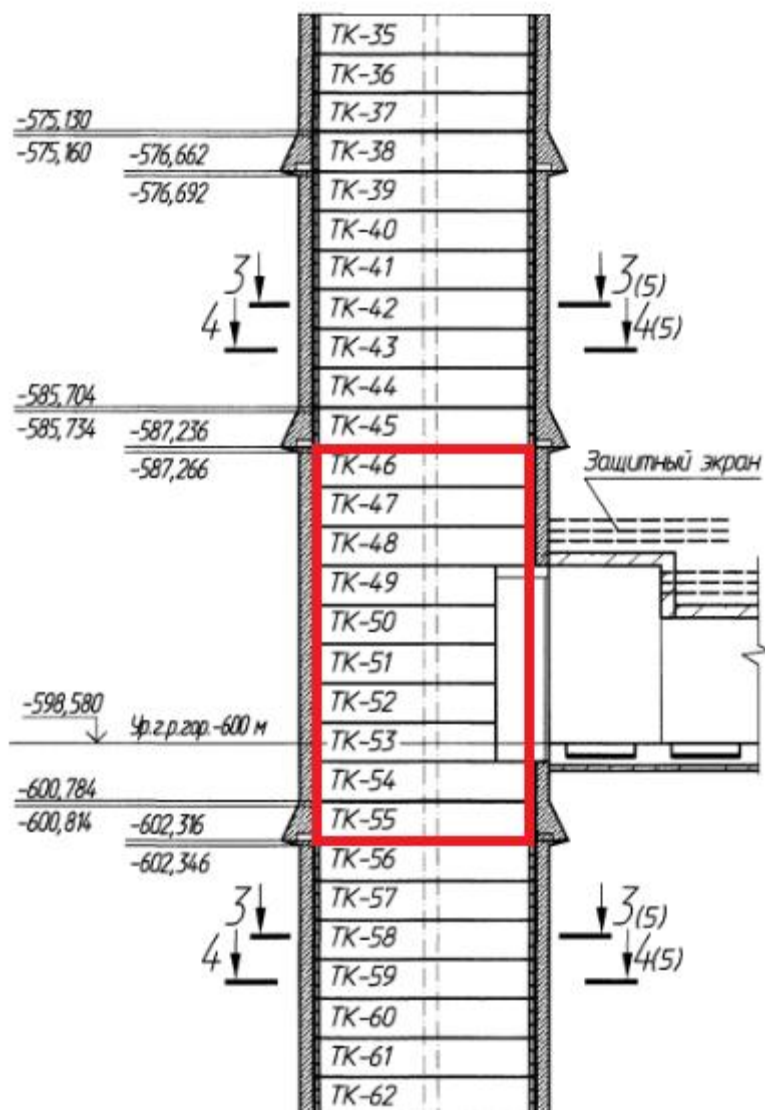


Рисунок 4.7 – Экспериментальный участок ствола «Вентиляционный» шахты «ДНК»

Ствол углубляется до уровня подошвы сопряжения (или, для удобства magazинирования отбитой породы, на 1,5 – 2 м ниже) и крепится временной крепью из стальной решетчатой затяжки (сварной сетки) из гладкой холоднотянутой проволочной арматуры класса Вр-I диаметром 5 – 6 мм с ячейками 100 × 100 мм, которая прижимается анкерами диаметром 16 мм и длиной 1,8 – 2 м по сетке 1 × 1 м к породной стенке ствола. В качестве подхватов могут использоваться плоские стальные шайбы размерами около 0,15 × 0,15 м и толщиной порядка 5 – 8 мм или специальные анкерные шайбы со сферическими гайками. После анкерования и навески сетки на породные

стенки ствола наносится слой бетона класса В25 толщиной 200 – 250 мм. С учетом существующих возможностей и имеющегося в настоящее время на шахте оборудования, бетонирование выполняется с помощью секционной или сборной опалубки. В перспективе возможно внедрение более современной и обеспечивающей большую прочность технологии безопалубочного послойного нанесения бетона путем «мокрого» набрызгбетонирования с внесением в бетонную смесь соответствующих химических добавок. Схема временного крепления представлена на рисунке 4.8.

Затем выполняется поэтапное раскрытие сечения сопряжения четырьмя нисходящими слоями высотой 2 – 2,2 м сверху вниз с использованием в качестве временной крепи стальных арок из спецпрофиля, прижатых анкерами к породным стенкам, а в качестве постоянной крепи – монолитного железобетона.

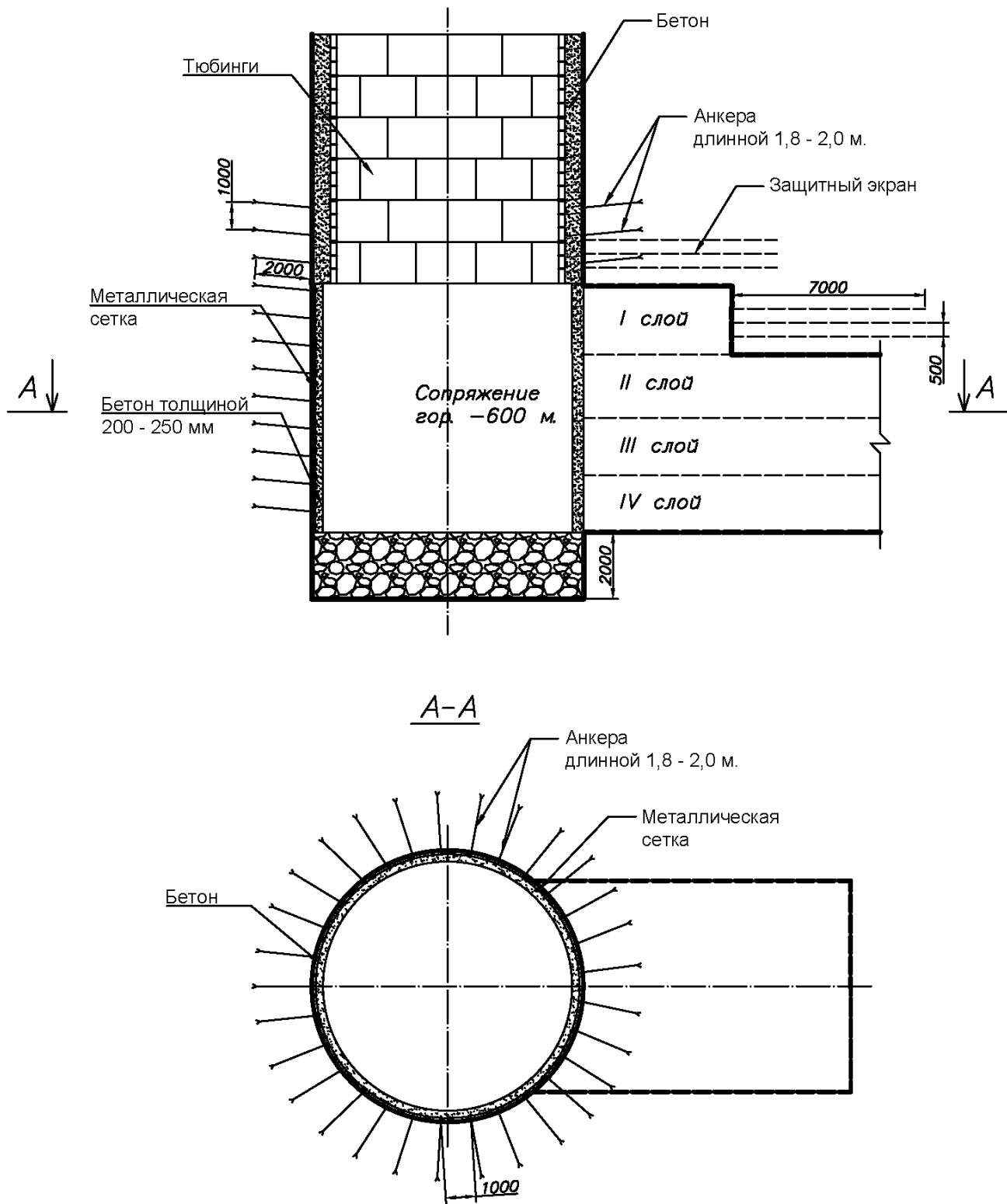


Рис. 4.8 – Схема временного крепления ствола «Вентиляционный» при строительстве сопряжения гор. -600 м

Уход забоя горизонтальной выработки от ствола на 15 м, а также уход забоя самого ствола при возобновлении проходки не оказали существенного влияния на напряженно-деформированное состояние крепи ствола. Отсутствие нарушений крепи обусловлено тем, что основная доля конвергенции породных стенок ствола была реализована в податливой временной крепи. Бетон временной крепи был относительно свежий (7 суток) и не набрал за столь короткий период своей нормативной прочности [59, 74]. Замеры склерометром показали, что предел прочности бетона временной крепи на момент разделки сопряжения составлял 7 – 8 МПа. Модуль упругости также оказался существенно ниже нормативного и составлял примерно 12000 – 13000 МПа (рис. 4.9).

Таким образом, постоянная тубинговая крепь ствола возводилась после реализации основной доли смещений породных стенок, в результате чего нагрузка на постоянную крепь оказалась существенно меньшей, чем при традиционной схеме строительства ствола.

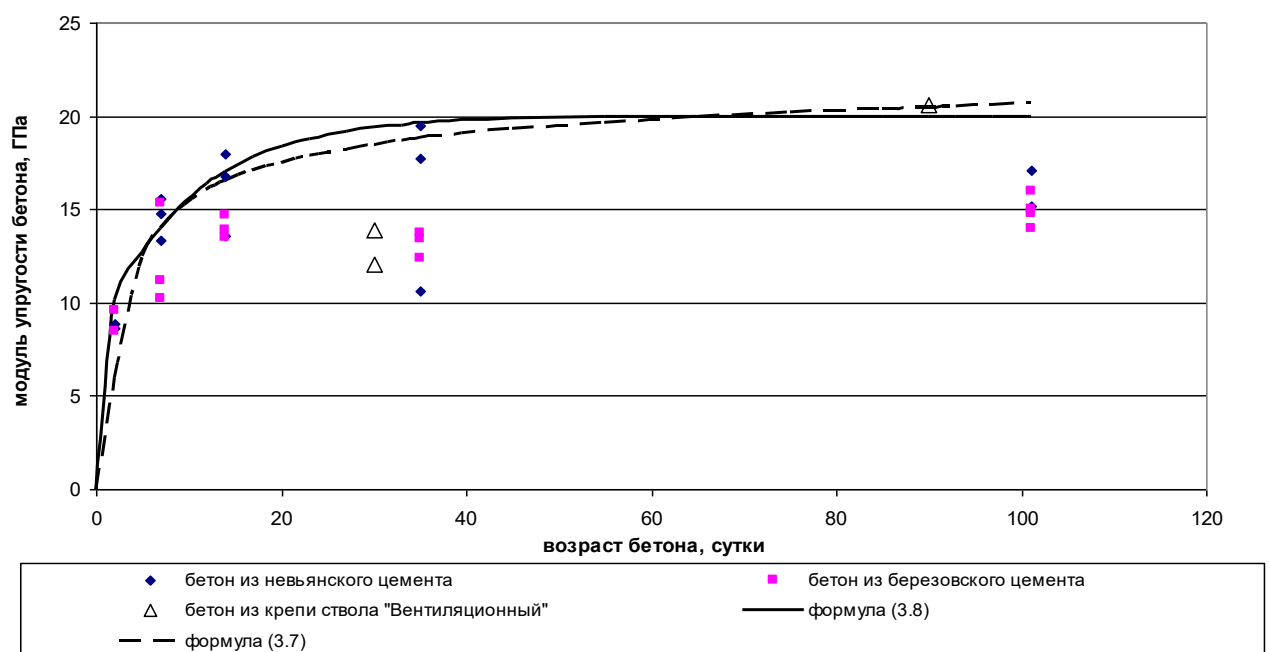


Рис. 4.9 – Зависимость между модулем упругости и возрастом бетона класса В25

4.4 Выводы

- 1) Разработан метод предотвращения нарушений крепи путем опережающей разгрузки массива горных пород, позволяющий обезопасить крепь вертикальных горных выработок от разрушения и деформаций, вызванных уходом забоя ствола.
- 2) Разработан метод предотвращения нарушений крепи путем увеличения ее податливости с использованием в качестве крепи и заполнителя затюбинного пространства керамзитобетона, целью применения которого является уравнивание системы крепь-массив. Крепь из керамзитобетона принимает на себя смещения породных стенок выработки, вызванные уходом забоя ствола, а также геодинамическими движениями в массиве горных пород и влиянием вторичного поля напряжений.
- 3) Пределы прочности бетона В25 и керамзитобетона одинаковы и составляют около 32 МПа, при этом средний модуль упругости керамзитобетона составляет 18 000 МПа, что на 40% меньше, чем у бетона класса В25. Это объясняется наличием пустот в керамзитобетоне, смыкание которых обеспечивает податливость и, соответственно, более низкий модуль упругости. При этом минеральный скелет сохраняет прочностные характеристики материала.
- 4) Разработанные методы внедрены и использованы путем применения усовершенствованной технологии в процессе проходки 16-метрового экспериментального участка ствола вблизи сопряжения отм. -600 м. Результатом эксперимента стало полное отсутствие деформаций и нарушений возведенной постоянной крепи ствола. Разделка сопряжения и уход забоя горизонтальной выработки от ствола на 15 м также не оказали существенного влияния на напряженно-деформированное состояние крепи ствола.

Заключение

Диссертация представляет собой законченную научно-квалификационную работу, в которой на основании выполненных автором экспериментальных и теоретических исследований решена актуальная научно-техническая задача: выявление закономерностей деформирования вмещающего массива в процессе строительства ствола по совмещенной технологической схеме с обоснованием конструкции крепи и параметров схемы проходки, обеспечивающих устойчивость ствола при его строительстве и эксплуатации.

Основные результаты выполненных исследований:

1. Выявлена закономерность деформирования окружающего горного массива в призабойной зоне в процессе ухода забоя при строительстве вертикальных шахтных стволов по совмещенной технологической схеме в массиве, находящемся в условиях неупругого деформирования;
2. Получена экспоненциальная функция множителя α^* , позволяющая оценить долю нереализовавшихся деформаций, вызванных уходом забоя ствола в массиве, находящемся в условиях неупругого деформирования, которая выражается формулой $\alpha^* = \exp(-0.48L / R)$;
3. Разработаны методы предотвращения нарушений крепи, вызванных конвергенцией породных стенок в призабойной зоне в процессе ухода забоя строящегося ствола, а также воздействием современных геодинамических движений в процессе эксплуатации ствола;
4. Построена объемная конечно-элементная модель упругого однородного массива, вмещающего вертикальную одиночную выработку, позволяющая оценить влияние опережающей разгрузочной выработки на конвергенцию породных стенок призабойной зоны основной выработки;
5. Получена зависимость снижения доли деформаций призабойного массива от радиуса опережающей выработки, из которой следует, что доля снижения

негативного воздействия конвергенции породных стенок при применении опережающей выработки обратно пропорциональна отношению радиуса забоя основной выработки к радиусу забоя опережающей выработки и выражается формулой $\Delta U = 96 - 32 \frac{R}{R_o}$.

Список использованных источников

1. Боликов В. Е. Прогноз и обеспечение устойчивости капитальных горных выработок / В. Е. Боликов, С. А. Константинова. – Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – 374 с
2. Характер проявления горного давления в стволах на Таштагольском месторождении / В. И. Бояркин и др. // Шахтное строительство. -1973. - №10. – С. 16 - 17.
3. Синкевич Н. И. Исследования напряженно-деформированного состояния в призабойном массиве вертикальных стволов Абаканского месторождения / Н. И. Синкевич // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2006. - № 5. - С. 32 - 35.
4. Боликов В. Е. Исследование поведения неустойчивых напряженных горных массивов при строительстве шахтных стволов / В. Е. Боликов, А. Е. Балек // Горный вестник. – 1995. - № 4. - С. 45 - 48.
5. Боликов В. Е. Напряженно-деформированное состояние бетонной крепи при строительстве вертикальных стволов / В. Е. Боликов, Т. Ф. Харисов, И. Л. Озорнин // Проблемы недропользования: сб. ст.- ОВ № 11 Горного информационно-аналитического бюл. - М.: Горная книга, 2011. - С. 77 - 86.
6. Озорнин И. Л. Формирование напряжений в крепи при строительстве вертикальных стволов в тектонически напряженном горном массиве / И. Л. Озорнин, Т. Ф. Харисов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. - 2013. - №6. - С. 60 – 67.
7. Бессольников П. Н. Выбор места расположения стволов и других сооружений при разработке мощных крутопадающих железорудных месторождений / П. Н. Бессольников, А. Д. Сашурин // Горный журнал. – 1978. - № 11. – С. 45 – 46.
8. Харисов Т. Ф. Обоснование эффективной технологии строительства сопряжений шахтных стволов в сложных горно-геологических условиях / Т.

Ф. Харисов И. Л. Озорнин // Проблемы недропользования [Электронный ресурс] : рецензируемое сетевое периодическое научное издание/ ИГД УрО РАН. -. 2015. №1(4). С. 84 – 90. – Режим доступа://trud.igduran.ru

9. Особенности сдвижения горных пород в условиях тектонических полей напряжений железорудных месторождений / Сашурин А.Д. // Горный журнал. -1980. -№4. –С 47.

10. Бояркин В. И. Исследование изменений напряжений в крепи стволов / В. И. Бояркин, Б. В. Шрепп // Измерение напряжений в массиве горных пород / ИГД СО РАН СССР. – Новосибирск, 1974. –С. 71 – 73.

11. Балек А. Е. Диссертация. Управление напряженно-деформированным состоянием скального массива при подземной разработке рудных месторождений системами с обрушением: дис. ...д-ра техн. наук /А. Е. Балек; ИГД УрО РАН, Екатеринбург, 2004 г.

12. Исследование состояния удароопасного массива при сооружении вертикальных стволов / Шрепп Б. В., Мозолев А. В., Синкевич Н. И. // Шахтное строительство. -1973. - №10 –С. -16-17

13. Шахтное и подземное строительство. Технология строительство вертикальных стволов: учеб. пособие / И. А. Мартыненко и др. -. Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001. - 260 с.

14. СНиП II 94-80 Подземные горные выработки Нормы проектирования / Центрогипрошахт, ВНИМИ. - М.: Госстрой СССР, 1982.

15. Плешко М. С. Обоснование параметров крепления глубоких вертикальных стволов / М. С. Плешко // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. - 2009. - № 3.- С. 43 – 47.

16. Боликов В. Е. К вопросу о проведении стволов в тектонически напряженном горном массиве / В. Е. Боликов, С. А. Рыбак, И. Л. Озорнин // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 10. - С. 163 - 171.

17. Боликов В. Е. Устойчивость подземных сооружений в зоне тектонических нарушений/ В. Е. Боликов, С. А. Рыбак // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2004. - №9. - С. 287 – 289.
18. Ржевский В. В. Физико-технические параметры горных пород / В. В. Ржевский. – М.: Наука, 1975. – 212 с.
19. Ржевский В. В. Основы физики горных пород : учебник для вузов / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1978. - 390 с.
20. Панжин А. А. Геомеханическое обоснование метода площадных инструментальных исследований сдвижений горных пород при разработке месторождений: дис. ... канд. техн. наук / А. А. Панжин ; Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург, 2007. – 175 с.
21. Макаров А. Б. Практическая геомеханика: пособие для горных инженеров / А. Б. Макаров. – М.: Горная книга, 2006. -391 с.
22. Панжин А. А. Геомеханическая модель подработанного породного массива и диагностика его состояния на шахте Молодежная Донского ГОКа / А. А. Панжин // Проблемы недропользования: материалы 1 молодежной науч.-практ. конф. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2007. – С. 184 – 195.
23. Идентификация движений и напряженно-деформированного состояния самоорганизующихся геодинамических систем по комплексным геодезическим и геофизическим наблюдениям / В. А. Середович и др.; под общ. ред. Панкрушина В. К. – Новосибирск: СГГА, 2004. - 419 с.
24. Экспериментальное исследование процессов самоорганизации иерархически-блочных массивов горных пород / А. Д. Сашурин, А. Е. Балек, Т. Ш. Далатказин, В. В. Мельник, А. Л. Замятин, Ю. П. Коновалова, С. В. Усанов // Деструкция земной коры и процессы самоорганизации в областях сильного техногенного воздействия / В. Н. Опарин и др. - Новосибирск: СО РАН, 2012. - С. 119 - 145.

25. Боликов В. Е. Создание методов обеспечения устойчивости горных выработок рудников в условиях формирующегося поля напряжений: дис. ... д-ра техн. наук / В. Е. Боликов; Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург, 1998. – 334 с.
26. Половов Б. Д. Основы горного дела: Общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии: учебник для вузов / Б.Д. Половов, А.А. Химич, Н. Г. Валиев -. Екатеринбург: УГГУ, 2012. - 789 с .
27. Современная геодинамика и проблемы геомеханики в горном деле / А. Д. Сашурин и др. // Горный журнал. - 2005. - № 12. - С. 102 – 107.
28. Кузьмин Ю. О. Современная геодинамика и оценка геодинамического риска при недропользовании / Ю. О. Кузьмин. – М.: Агенство экологических новостей, 1999. – 220 с.
29. Сашурин А. Д. Диагностика геодинамической активности на участке недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информ. - аналит. бюл. - 2004. - № 6. - С. 185 – 187.
30. Сашурин А. Д. Проблемы геодинамической безопасности при разработке Высокогорского месторождения / А. Д. Сашурин, В. Ю. Сайтбурханов // Горный информ.- аналит. бюл. - 2007. - № 1. - С. 210 – 214.
31. Сашурин А. Д. Диагностика геодинамической активности с целью обеспечения безопасности объектов недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информ. – аналит. бюл. - 2008. - № 6. - С. 274 – 278.
32. Исследование характера деформаций обводненной толщи пород и разработка мероприятий по обеспечению сохранности стволов и сооружений подъемного комплекса Соколовского подземного рудника: отчет о НИР / ИГД МЧМ СССР; рук. Беркутов В. А. - Свердловск, 1981. – 111 с.
33. Сашурин А. Д. Явления изостазии при разработке месторождений полезных ископаемых / А. Д. Сашурин // Приложение результатов исследования полей напряжений к решению задач горного дела и

инженерной геологии: сб. ст./ ГоИ КФ АН СССР. – Апатиты: КФольский фил. АН СССР, 1985. – С. 27 - 31.

34. Панжин А. А. Экспериментальные исследования масштабного техногенного воздействия горных разработок на участок литосферы / А. А. Панжин // Третья уральская молодежная школа по геофизике: сб. докл. - Екатеринбург: УрО РАН, 2002. - С. 78 - 81.

35. Панжин А. А. Результаты наблюдений за деформациями породных массивов методами спутниковой геодезии / А. А. Панжин // Геодинамика – 170 напряженное состояние недр Земли: труды междунар. конф./ ИГД СО РАН. – Новосибирск, 2001. – С. 158 – 162.

36. Панжин А. А. Геомеханическое обоснование метода площадных инструментальных исследований сдвижений горных пород при разработке месторождений: автореф. дис. ... канд. техн. наук / А. А. Панжин; ИГД УрО РАН. - Екатеринбург, 2007. – 24 с.

37. Ручкин В. И. Влияние техногенной нагрузки на динамику напряженно-деформированного состояния массива горных пород / В. И. Ручкин, О. Д. Желтышева // Проблемы недропользования [Электронный ресурс] : рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. -2015. - № 1 (4). С. 26-31.

38. Сашурин А. Д. Формирование напряженно-деформированного состояния иерархически блочного массива горных пород / Сашурин А.Д. // Проблемы недропользования. [Электронный ресурс] : рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. - 2015. - № 1 (4). - С. 38-44.

39. Лебедев М. О. Влияние крепления лба забоя тоннеля на развитие геомеханических процессов в породном массиве / М. О. Лебедев, М. А. Карасев, Н. А. Беляков. // Известия вузов. Горный журнал. -2016. - № 3. - С. 24 - 32.

40. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений: учебник для вузов / Н. С. Булычев. – М.: Недра, 1994. – 382 с.

41. Балек А. Е. Обеспечение устойчивости горных выработок в условиях сильнотрециноватых напряженных скальных массивов хромитовых месторождений / А. Е. Балек, В. Е. Боликов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2011. - № S11. - С. 66-76.
42. Булычев Н. С. Расчет крепи капитальных горных выработок / Н. С. Булычев, Б. З. Амусин, А. Г. Оловянный. – М.: Недра, 1975. - 320 с.
43. Харисов Т. Ф. Исследование деформации горных пород в процессе проходки вертикального ствола / Т. Ф. Харисов, В. А. Антонов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - № 3. - С. 146 - 150.
44. Амусин Б. З. Учет влияния торца при расчете нагрузок на крепь протяженных выработок и камер / Б. З. Амусин // Шахтное строительство.- 1979. - № 12.- С. 15 – 18.
45. Разработка методов и аппаратуры для оценки напряженного состояния пород в нетронутым массиве: отчет о НИР / ИГД МЧМ СССР; рук. Зубков А. В.; отв. исполн. Феклистов Ю. Г. – Свердловск, 1979. – 78 с.
46. Исследование прочностных и деформационных свойств околоствольных массивов шахт «Центральная», «Молодежная» и массива пород и руд поля шахты «Центральная» Кемпирсайских месторождений хромитов: отчет о НИР / ВИОГЕМ; рук. Фоменко. – Белгород, 1987. –134 с.
47. Определение физико-механических характеристик горных пород месторождений Донского ГОКа: отчет о НИР (заключительный) / СГИ; рук. Краев Ю.К. - Свердловск, 1985. - 34 с.
48. Проведение геомеханических исследований по определению закономерностей развития напряженно-деформированного состояния приконтурного массива и тюбинговой крепи ствола «Вентиляционный» (5КС) в процессе завершения его строительства до глубины 1200 м: отчет о НИР (заключительный): / ИГД УрО РАН; рук. Боликов В. Е., Сашурин А.Д.; отв. исполн. Балек А.Е., Озорнин И. Л. – Екатеринбург, 2014. -74 с.

49. Определение напряжений приконтурного массива горных пород, в крепи и разработка технических решений по проходке стволов шахты «Центральная»: методика: отчет о НИР/ ИГД МЧМ СССР; исполн. Зубков А. В. – Свердловск, 1988. – 18 с .
50. Влох Н. П. Совершенствование метода щелевой разгрузки / Н. П. Влох, А. В. Зубков, Ю. Г. Феклистов // Диагностика напряженного состояния породных массивов: сб. тр. / ИГД СО АН СССР.- Новосибирск, 1983. - С 30 - 35.
51. Определение состояния крепи эксплуатационных и строящихся стволов шахт Донского ГОКа и выдача рекомендаций по упрочнению горных пород в зонах тектонических нарушений: отчет о НИР/ ИГД МЧМ СССР; рук. Влох Н. П., Боликов В. Е. – Свердловск, 1986. - 58 с.
52. Материалы в машиностроении. Выбор и применение. Том 4. Чугун / под ред. Жукова А. А., Шермана А. Д.- М.: Машиностроение. – 1969. – 248 с.
53. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология / А. В. Зубков. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2001. - 335 с .
54. Антонов В. А. О программе для ЭВМ "тренды фсп-1" и ее применении в информационных системах горных предприятий / В. А. Антонов, М. В. Яковлев // Информационные технологии в горном деле: доклады Всероссийской научной конференции с международным участием / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2012. - С. 26 – 34.
55. Антонов В. А. Построение функционально-факторной нелинейной регрессии в горно-технологических исследованиях / В. А. Антонов // Альманах современной науки и образования. - 2013. - № 5 (72). - С. 16 -24.
56. Антонов В. А. Компьютерная программа построения двумерных уравнений нелинейной регрессии / В. А. Антонов, М. В. Яковлев // Глубинное строение, геодинамика, тепловое поле Земли, интерпретация геофизических полей: шестые научные чтения Ю. П. Булашевича: материалы

конф. / Институт геофизики УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2011. - С. 20 - 23.

57. СНиП 2.03.01 – 84 Строительные нормы и правила: Бетонные и железобетонные конструкции: нормативно-технический материал. – М.: Госстрой СССР, 1989.

58. Макридин Н. И. Влияние возраста и условий длительного нагружения на изменение свойств керамзитобетона / Н. И. Макридин // Архитектура и строительство России. -1976. - № . - С. 3.

59. Теоретические и модельные геомеханические исследования закономерностей формирования напряженно-деформированного состояния приконтурного массива и бетонной (тубинговой) крепи ствола «вентиляционный» в процессе проходки в интервале 700-1000 метров: отчет по НИР (заключ., х/д 21/11) / ИГД УрО РАН; рук. Боликов В. Е.; отв. исполн. Балек А. Е. - Екатеринбург, 2011. – 59 с.

60. Лурье А. И. Пространственные задачи теории упругости / А. И. Лурье. – М.: Наука, 1955. – 379 с.

61. Королев В. И. Упруго-пластические деформации оболочек / В. И. Королев. – М.: Машиностроение, 1971. – 124 С.

62. Мусхелишвили Н. И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. Основные решения. Плоская теория упругости. Кручение и изгиб / Н. И. Мусхелишвили. – М.: Наука, 1966. – 417 с .

63. Безухов Н. И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести / Н. И. Безухов. – М.: Высшая школа, 1961. – 521 с .

64. Панюков П. Н. Инженерная геология / П. Н. Панюков. – М.: Недра, 1978. – 213 с..

65. Певзнер М. Е. Геомеханика, / М. Е. Певзнер, М. А. Иофис, В. Н. Попов. – 2-е изд. - М.: МГГУ, 2008. – 205 с .

66. Иудин М. М. Естественное напряженное состояние массива горных пород кимберлитовых месторождений / М. М Иудин. // Вестник Северо-

Восточного федерального университета им. М. К. Аммосова.- 2009. -Т. 6. - № 2. - С. 25 - 31.

67. Плешко М. С. О проблеме исследования работы крепи вертикальных стволов в призабойной зоне / М. С. Плешко, С. А. Масленников // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009. - № 9. - С. 303 - 305.

68. Масленников С. А. Обоснование рациональных параметров комбинированной чугунно-бетонной крепи вертикальных стволов / С. А. Масленников // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2011. - № 1. - С. 40 - 44.

69. Чернышов А. В. Основные причины запредельного деформирования вмещающих пород вокруг выемочных выработок /А. В. Чернышов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2016. - № 9. - С. 352 -357.

70. Урбаев Д. А. Выявление причин нарушений устойчивости крепи вертикальных стволов и обоснование объема дополнительных мероприятий на основе показателя надежности / Д. А. Урбаев, Д. Г. Иванов // Современные проблемы науки и образования. - 2012. № 6. - С. 126.

71. Каверин И. М. Исследование напряженно-деформированного состояния крепи ствола с использованием физической модели / И. М. Каверин // Перспективы инновационного развития угольных регионов России: сборник трудов IV Международная научно-практическая конференции / отв. ред. Клаус О. А, Бершполец С. И., Конопля А. А. – Прокопьевск: Кузбас. гос. техн. университет(филиал), 2014. - С. 24 - 26.

72. Борщевский С. В. Технологические модели сооружения вертикальных стволов и область их применения / С. В. Борщевский, А.Ю. Прокопов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2008. -№ 3. - С. 287 - 294.

73. Страданченко С. Г. Основные направления совершенствования качества крепи вертикальных стволов / С. Г. Страданченко, М. С. Плешко, В. Н. Армейсков // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2010. - № 5. - С. 373 - 376.
74. Борщевский С. В. Учет переменного сопротивления бетона в раннем возрасте при моделировании крепи вертикальных стволов / С. В. Борщевский // Наука та прогресс транспорту. - 2008. - № 20. - С. 102 - 106.
75. Прогноз параметров крепи вертикальных стволов по геомеханическим условиям отработки трубки Ботуобинская / А. С. Курилко, М. М. Иудин, Н. П. Крамсков, В. Д. Залепилов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2008. № 1. - С. 256 - 261.
76. Сентябов С. В. Формирование напряжений в бетонной крепи вертикальных стволов / С. В. Сентябов // Проблемы недропользования [Электронный ресурс] : рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. - 2015. - № 1 (4). - С. 71 - 78.
77. Сашурин А. Д. Дискретность напряженно-деформированного состояния скальных массивов / А. Д. Сашурин, Н. А. Панжина // Проблемы геотехнологии и недроведения (Мельниковские чтения): докл. Междунар. конф.: в 4-т: т. 1 / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 1998. - С. 184 - 192.
78. Влох Н. П. О характере первичной напряженности горных пород / Н. П. Влох, А. В. Зубков, А. Д. Сашурин // Геология и геофизика. - 1972. - № 11. - С. 117.
79. Руппенейт К. В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород / К. В. Руппенейт – М.: Недра, 1975. – 215 с .
80. Рац М. В. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород / М. В. Рац, С. Н. Чернышев. – М.: Изд-во Недра, 1970. – 164 с .
81. Амусин Б. З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б. З. Амусин, А. Б. Фадеев. – М.: Недра, 1975. – 144 с .

82. Заалишвили В. Б. Моделирование напряженно-деформированного состояния массива с горными выработками на основе метода конечных элементов / В. Б. Заалишвили, Д. А. Мельков // Опасные природные и техногенные геологические процессы на горных и предгорных территориях Северного Кавказа / Центр геофизических исследований ВНЦ РАН и РСО-А, Владикавказский научный центр РАН и РСО-А. – Владикавказ, 2008. - С. 299 - 305.
83. Фисенко Г. Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок / Г. Л. Фисенко. – М.: Недра, 1976. – 272 с .
84. Липин Я. И. Прогнозирование и предупреждение горных ударов в выработках при разработке железорудных месторождений Урала: дис. ... канд. техн. наук / Я. И. Липин; ИГД Минмета СССР. - Свердловск, 1984. – 241 с.
85. Антонов В. А. Выражение закономерностей в экспериментальных исследованиях / В. А Антонов // Альманах современной науки и образования. - 2016. - № 8 (110). - С. 10 - 14.
86. Kharisov T. F. Innovative approaches to rock mass stability in mining high-grade quartz veins / A.D. Sashurin, A.A. Panzhin, T. F. Kharisov, D. Yu. Knyazev // Eurasian mining. - 2016. - № 2. - P. 3 – 6.
87. Рац М.В. Неоднородность горных пород и их физических свойств. – М.: Наука, 1968. – 108 с.
88. Николис Г. Самоорганизация в неравновесных системах / Г. Николис, И. Пригожин. - М.: Мир, 1979.
89. Панин Е. И. Структурные уровни деформации твердых тел / Е. И. Панин, В. А.Лихачев, Ю. В. Гриняев. – Новосибирск: Наука, 1985.
90. Закономерности деформирования и разрушения выработок в массиве скальных пород / Г. Г. Кочарян и др. // Проблемы нелинейной геомеханики: тр. науч. семинара / ВНИМИ - ИГГ РАН. – СПб., 1998. – С. 11 – 25.

91. Разломообразование в литосфере: зоны сдвига / С. И. Шерман и др. – Новосибирск: Наука, 1992.
92. Теория и практика решения проблемы устойчивости горных выработок Донского ГОКа / В. Е. Боликов А. Е. Балек и др. // Горный журнал Казахстана. - 2013. - № 5. - С. 14 - 19.
93. Балек А. Е. Управление напряженно-деформированным состоянием скального массива путем регулируемых подвижек консолидированных геоблоков / А. Е. Балек // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2005. - № 6. - С. 164 - 170.
94. Балек А. Е. Обоснование условий снижения напряжений в крепи шахтных стволов / А. Е. Балек // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2011. - № 11. - С. 51 - 65.
95. Боликов В. Е. Усовершенствованная технологическая схема проходки сопряжений ствола с горизонтом в массивах со сложными горно-геологическими условиями / В. Е. Боликов., И. Л. Озорнин., Т. Ф. Харисов // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений / отв. ред. Корнилков М. В. / Тоннельная ассоциация России, УГГУ, ИГД УрО РАН и др. – Екатеринбург: УГГУ, 2013. - С. 116 - 121.
96. Совершенствование технологии устройства сопряжений глубоких шахтных стволов с транспортными горизонтами в напряженных массивах горных пород / О. А. Подопригора, Г. В. Бондаренко, А. М. Неверов, И. Л. Озорнин // Горный журнал. - 2013. - № 5. - С. 27 - 30.
97. Боликов В. Е. К вопросу о проведении стволов в тектонически-напряженном горном массиве / В. Е. Боликов, С. А. Рыбак, И. Л. Озорнин // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2014. - № 10. - С. 163 - 171.
98. Тиль В. В. Освоение глубоких горизонтов хромитовых месторождений в стратегии развития донского гока: проблемы и пути

решения / В. В. Тиль, М. М. Бекеев, А. Д. Сашурин // Горный журнал. - 2013. - № 5. - С. 17 - 21.

99. Сашурин А. Д. Современная геодинамика и развитие катастроф на объектах недропользования / А. Д. Сашурин // Интерэкспо Гео-Сибирь. - 2005. - Т. 2. - С. 102 - 106.

100. Деформативные особенности керамзитового гравия при кратковременном силовом нагружении / И. Н. Максимова и др. // Вестник ПГУАС: строительство, наука и образование. - 2016. - № 1 (1).- С. 10 - 16.

101. Макридин Н. И. О структуре и свойствах керамзитового заполнителя для керамзитобетонov повышенной прочности / Н. И. Макридин, И. Н. Максимова, Р. С. Ковалев // Вестник гражданских инженеров. - 2012. - № 4 (33). - С. 163 - 166.

102. Макридин И. Н. Механическое поведение конструкционного керамзитобетона при осевом сжатии / Н. И. Макридин, И. Н. Максимова // Строительные материалы. - 2009. - № 1. - С. 51 - 53.

103. Экспериментальная оценка деформативности матричной фазы керамзитобетона / И. Н. Максимова и др. // Региональная архитектура и строительство. - 2008. - № 2. - С. 28 - 31.

104. Иванов И. А. О значении обратимости деформаций конструкционного керамзитобетона / И. А. Иванов, Н. И. Макридин, Г. Г. Сильванович // Бетон и железобетон. - 1976. - № 10. - С. 39.