

**МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ**

---

**Федеральное государственное автономное образовательное  
учреждение высшего образования «Национальный исследовательский  
технологический университет «МИСИС»**

На правах рукописи

Голембо Олег Дмитриевич

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ  
КРЕПЛЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

**Специальность 2.8.8. – «Геотехнология, горные машины»**

**Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук**

**Научный руководитель,  
профессор,  
доктор технических наук**

**Плешко Михаил Степанович**

Москва, 2025

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИМЕНЕНИЯ ТРАДИЦИОННЫХ И НОВЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ СТРОИТЕЛЬСТВА ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК.....	10
1.1 Анализ традиционных технологий строительства вертикальных горных выработок .....	10
1.2 Перспективы применения аддитивных технологий крепления вертикальных горных выработок .....	17
1.3 Проблемы применения торкрет-бетонной крепи в вертикальных горных выработках .....	22
1.4 Постановка цели и задач исследования.....	28
2 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ РЕАЛИЗАЦИИ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ.....	30
2.1 Статистический анализ горно-геологических условий строительства выработок на рудниках России.....	30
2.2 Сравнительная оценка состояния приконтурных пород выработок, пройденных бурением и БВР.....	36
2.3 Теоретические предпосылки оценки устойчивости приконтурных пород при применении аддитивной технологии.....	46
2.4 Обоснование параметров математической модели .....	54
Выводы по главе 2.....	60
3. ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ИЗМЕНЕНИЯ НДС И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПРИМЕНЕНИИ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ....	62
3.1 Общие положения.....	62

3.2 Анализ напряженно-деформированного состояния приконтурного массива пород на стадии бурения передовой скважины .....	63
3.3 Анализ напряженно-деформированного состояния приконтурного массива пород на стадии разбуривания выработки на полное сечение ...	68
3.4 Анализ напряженного состояния торкрет-бетонной крепи вертикальных выработок.....	78
3.5 Методика определения параметров крепления выработок .....	83
Выводы по главе 3.....	89
<b>4 ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ КРЕПЛЕНИЯ И ОЦЕНКА РИСКОВ...</b>	<b>93</b>
4.1 Технологические аспекты аддитивной технологии строительства вертикальных горных выработок .....	93
4.2 Экспертная оценка вариантов строительства вертикальной выработки в конкретных горнотехнических условиях .....	100
4.3 Оценка геотехнических рисков применения разработанных технических решений .....	106
4.4 Количественный анализ влияния технологических отклонений при реализации аддитивной технологии на параметры НДС приконтурных пород.....	109
Выводы по главе 4.....	120
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>122</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....</b>	<b>125</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЕ А. АКТ ВНЕДРЕНИЯ.....</b>	<b>137</b>

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность и степень разработанности темы исследования.** Современная горнодобывающая отрасль характеризуется постоянным ухудшением горно-геологических условий строительства вертикальных горных выработок (стволов, рудоспусков, восстающих и др.), увеличением их протяженности и (или) глубины заложения. В то же время анализ известных решений показывает, что основные элементы геотехнологий остались практически не изменёнными, отсутствуют комплексные решения по совершенствованию процессов проходки и крепления выработок, повышению их производительности, уровня механизации и автоматизации. Повсеместное применение буровзрывной технологии для строительства вертикальных выработок оказывает негативное влияние на устойчивость приконтурных пород, отрицательно влияет на условия труда проходчиков и безопасность работ.

В силу этих причин средние скорости строительства вертикальных выработок в России не превышают 30 м/мес., таким образом, на проходку ствола глубиной 1,5 - 2,0 км затрачивается не менее 50 - 70 мес., и это без учета подготовительного и заключительного периодов, достигающих 60% от общего времени строительства стволых комплексов.

Вице-премьером Российской Федерации М.Ш. Хуснуллиным поставлена задача достижения к 2027 г. значительного сокращения инвестиционно-строительного цикла. Применительно к проблеме исследования, как показывает передовой отечественный и зарубежный опыт, это может быть обеспечено за счет широкого внедрения в практику шахтного строительства аддитивных и безлюдных технологий. Именно решению данной актуальной задачи посвящена настоящая диссертационная работа.

Комплексные исследования в области совершенствования технологий строительства вертикальных выработок, оценки их устойчивости и обоснования параметров крепления выполнены Б.З. Амусиным, И.В. Баклашовым, Н.С. Булычевым, Б.А. Картозия, Ю.З. Заславским, А.М. Козелом, Г.Г. Литвинским, М.С. Плешко, А.Ю. Прокопова, А.Г. Протосеней, К.В. Руппенейтом,

А.С. Саммалем, Н.Н. Фотиевой, Ф.И. Ягодкиным и многими другими учеными.

На основе анализа классических и современных научных работ установлено, что наиболее полно критериям безлюдности отвечает способ бурения вертикальных выработок на полное сечение. Геомеханические и технические аспекты применения этой технологии комплексно изучены в работах Борщевского С.В., Левита В.В., Прокопова А.Ю., Сильченко Ю.А. и др. Их логичным завершением стала разработка технологических схем проходки выработок бурением под защитой бурового раствора с использованием металлоемкой опускной крепи. Таким образом, вопросы, связанные с применением в данных условиях ресурсосберегающих видов крепления и аддитивных технологий, осталась не изученными.

Реализация аддитивной технологии требует строгого контроля качества работ на всех этапах с формированием информационной модели объекта, ее поэтапным наполнением и последующим использованием для геомеханических расчетов и корректировки технологических параметров. Данные вопросы также остаются неразработанными и требуют дальнейшего изучения.

**Цель работы:** обоснование параметров аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок, обеспечивающих повышение технико-экономических показателей строительства и комплексную безопасность проходческих работ.

**Идея работы** повышение эффективности сооружения вертикальных выработок способом бурения обеспечивается за счет перехода на аддитивную технологию их крепления при комплексном учете геомеханических и технологических влияющих факторов.

**Задачи исследования:**

1. Проанализировать опыт и перспективы применения традиционных и новых геотехнологий строительства вертикальных горных выработок.

2. Провести теоретическое обоснование параметров математических моделей вертикальных горных выработок, сооружаемых с применением элементов аддитивной технологии, в различных горнотехнических условиях.

3. Изучить закономерности изменения напряженно-деформированного состояния и устойчивости пород околоствольного массива на различных стадиях реализации аддитивной технологии.

4. Разработать методику определения параметров крепи вертикальных горных выработок при применении аддитивной технологии.

5. Обосновать технологические решения по реализации аддитивной технологии, оценить их эффективность и безопасность.

**Методы исследований:** использован комплексный метод исследований, включающий обширный анализ выполненных ранее исследований по вопросу строительства стволов способом бурения, вероятностно-статистические методы, методы механики подземных сооружений, математическое моделирование в пространственной постановке в программном комплексе «Midas», шахтные исследования, проектную проработку на реальных объектах горной промышленности.

**Научные положения,** выносимые на защиту:

1. Установлено, что для обоснования параметров крепления стволов при проходке стволов способом бурения следует выделять пять типов нарушенности приконтурных пород, параметры которых зависят от значения рейтинга RMR пород, соотношения радиусов передовой скважины и основной выработки, степени негативного влияния неоднородности пород и приствольных выработок, а также времени обнажения пород до возведения крепи.

2. На участках ствола с проявлением каждого из выделенных типов нарушенности определено необходимое количество дополнительных слоев и параметры крепи, возводимой по аддитивной технологии, при этом в широком диапазоне условий может применяться торкрет-бетон и торкрет-фибробетон классов В25-В40; использование торкрет-фибробетона с расходом стальной

фибры 40 - 75 кг/м<sup>3</sup> целесообразно на участках с величинами рейтинга RMR пород 10 ÷ 60, а для крепления весьма неустойчивых участков с образовавшимися при проходке вывалами размером более 30 см следует применять многослойную крепь с пространственным арматурным каркасом.

3. Установлено, что при реализации аддитивной технологии крепления необходимо проведение лазерного сканирования поверхности ствола до и после нанесения слоев крепи с уточнением фактического положения вертикальной оси выработки, при этом отклонение оси на угол до 10° не приводит к существенному снижению несущей способности крепи на протяженных участках как в однородных, так и в неоднородных породах.

#### **Научная новизна работы:**

1. Установлены закономерности формирования характерных участков нарушенности приконтурных пород вокруг вертикальных горных выработок, пройденных способом бурения, позволяющие определять количество дополнительных слоев крепи, возводимой по аддитивной технологии.

2. Обоснованы теоретические подходы и разработана методика определения параметров крепления вертикальных горных выработок, пройденных способом бурения с применением элементов аддитивной технологии.

3. Выполнена оценка негативного влияния отклонений оси ствола от проектного положения при проходке на несущую способность крепи вертикальных горных выработок, возведенной с применением аддитивной технологии, в различных горнотехнических условиях.

**Научное значение** работы заключается в установлении закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния крепи и приконтурного массива пород на различных этапах реализации аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок.

**Практическая значимость:** обоснованы элементы аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок, обеспечивающие ее эффективное применение и комплексную безопасность работ в конкретных горно-технических условиях.

**Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций** подтверждается: хорошей сходимостью результатов аналитических расчетов и результатов, полученных с помощью математического моделирования в программном комплексе «Midas», использованием в математических моделях характеристик массива, уточненных в ходе шахтных исследований, подтверждением полученных выводов и результатов современной зарубежной практикой шахтного строительства, соответствие полученных результатов поставленной цели и задачам исследования.

**Личный вклад автора.** Автором выполнен комплексный анализ проблемы строительства глубоких вертикальных горных выработок в современных условиях, установлены закономерности, влияющие на устойчивость вертикальных выработок при их проходке способом бурения, разработана методика определения параметров крепления выработок по аддитивной технологии, обоснованы элементы аддитивной технологии с учетом влияния различных негативных факторов, разработан алгоритм ее реализации и произведена оценка технико-экономической эффективности и рисков.

#### **Реализация результатов работы.**

Научные результаты работы использованы ООО «НПИ «Недра» при оценке вариантов строительства горных выработок рудников Урала, шахт Кузбасса, а также выборе и обосновании параметров их крепления.

**Апробация работы.** Основные положения и результаты работы были доложены на международных научно-технических симпозиумах «Неделя горняка» (Москва, НИТУ «МИСИС» 2022-2024 гг.); 21 и 22-й Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики (ТулГУ, 2022-2023 гг.).



**Публикации.** По теме диссертации опубликованы 6 работ, из которых 4 - в изданиях, рекомендованных ВАК при Минобрнауки России.

**Объем и структура работы.** Диссертационная работа представлена на 138 страницах текста, состоит из введения, четырех глав, заключения, списка использованной литературы из 107 наименований, включает 59 рисунков, 20 таблиц, одно приложение.

# **1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИМЕНЕНИЯ ТРАДИЦИОННЫХ И НОВЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ СТРОИТЕЛЬСТВА ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК**

## **1.1 Анализ традиционных технологий строительства вертикальных горных выработок**

Традиционные геотехнологии строительства вертикальных горных выработок в нашей стране сформировались в 50-х годах XX века и без особых изменений применяются в настоящее время. В то же время, сравнивая современные данные по проходке стволов со статистикой за последний период бывшего Советского Союза, можно отметить, что глубины разработки на шахтах и рудниках выросли в 1,5 - 2 раза [1-3].

Можно выделить несколько ключевых проблем, которые негативно влияют на технико-экономические показатели сооружения глубоких вертикальных выработок. Они вытекают из практически полной безальтернативности применения буровзрывной технологии работ и совмещённой технологической схемы проходки и выражаются в следующем:

- в снижении производительности проходческого подъема;
- в последовательном выполнении буровзрывных работ с высокой долей ручного труда;
- в снижении производительности уборки породы;
- в плохом качестве монолитной бетонной крепи стволов и др.

На основании обработки данных по реальным циклограммам строительства вертикальных выработок, а также доступных данных по фактической производительности подъемных и погрузочных машин, построены графики зависимостей производительности от влияющих факторов (рис. 1 и 2).

Доказано, что с увеличением глубины выработок наблюдается существенное снижение производительности уборки породы, а применение грейферов с большой вместимостью не позволяет решить эту проблему в силу ограниченной площади сечения стволов, а также ограничений по весу комплексов.



Рисунок 1.1.1 – Графики зависимости проходческого подъема от глубины стволов при различной вместимости бадей

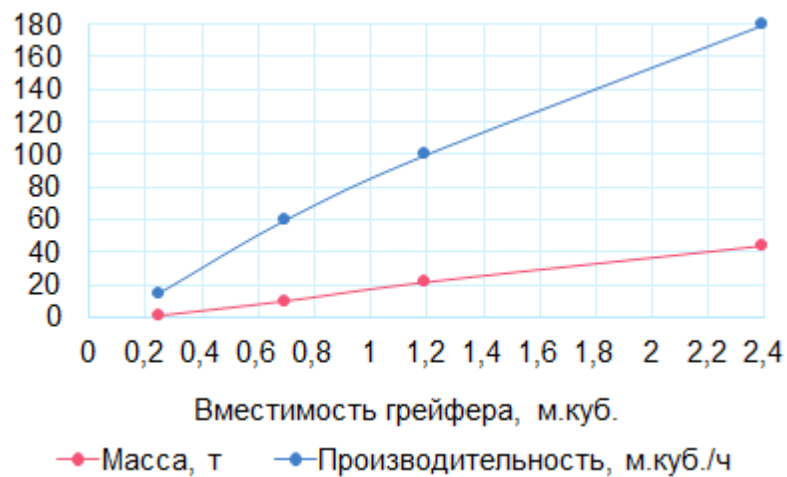


Рисунок 1.1.2 – Графики зависимости массы и производительности уборки породы от вместимости грейфера погрузочной машины

Анализ как зарубежного, так и российского опыта строительства выработок показал, что возможности по улучшению данной ситуации при применении традиционных буровзрывных технологий полностью исчерпаны [4]. Даже применение наиболее прогрессивных схем с максимальным совмещением проходческих процессов не обеспечивает качественного улучшения технико-экономических показателей проходки [5].

Долгое время основной альтернативой буровзрывной технологии являлся переход на применение комплексов с механическим разрушением пород.

К сожалению, отечественный опыт применения стволовых проходческих комбайнов типа ПД и СК можно признать неудачным и законченным [4]. В настоящее время единственной российской разработкой в этой области являются стволопроходческие комбайны типа СПК и комбайны типа СПКВ Скуратовского опытно-экспериментального завода [6].

Известно об опытно-промышленном внедрении комплекса типа СПК при строительстве стволов на Ново-Усольском месторождении. Проходка осуществлялась по совещенной схеме с применением тубинговой крепи, однако эффективная область применения комбайна ограничивалась крепостью пород до  $f = 4 \div 5$ . О полноценном промышленном опыте применения комбайны типа СПКВ на август 2024 г. неизвестно.

Среди зарубежных производителей можно выделить линейку стволовых машин компании Херенкнейхт (табл. 1.1.1).

Таблица 1.1.1 – Характеристика комплексов с механическим разрушением пород компании Херенкнейхт

№ п/п	Наименование комплекса	Ориентировочная масса, т	Рекомендуемая максимальная глубина вертикальной выработки, м
1	Комплекс с исполнительным органом избирательного действия с гидропригрузом забоя VSM	120	160,0
2	Комплекс с исполнительным органом избирательного действия SBR	320	1000,0
3	Комплекс SBE с предварительным бурением передовой скважины для спуска породы	450	2000,0
4	Комплекс с исполнительным органом роторного типа SBC	400	2000,0
5	Комплекс с исполнительным органом фрезерного типа SBM	2800	3000,0

Как видно из табл. 1.1.1, с увеличением глубин происходит рост веса, а соответственно и сложности комплексов. Машины типа VSM хорошо известны и широко применяются для проходки неглубоких стволов в городских условиях. Для стволов глубиной до 1000 м разработан и применяется на практике комплекс с исполнительным органом избирательного действия типа SBR. В настоящее время он применяется для проходки стволов в Канаде, в перспективе его планируют применить в Белоруссии на проходке стволов Нежинского ГОКа.

Для проходки сверхглубоких стволов разработан комплекс SBE, сконструированный по принципу тоннелепроходческого щита. Его вес достигает колоссальных значений 2800 тонн. Насколько оправданным будет такое решение, покажет только практический опыт его применения, который также сегодня отсутствует. В целом более высокие скорости проходки во многом могут быть нивелированы усложнением работ подготовительного и заключительного периода, а также очень большой стоимостью комплекса и его последующего обслуживания.

Другим проблемным аспектом применения стволопроходческих комбайнов является необходимость применения ручного труда для возведения крепи и выполнения вспомогательных работ при проходке ствола. Тем самым не удастся обеспечить полную механизацию и автоматизацию работ, а также выведение человека из опасной подземной среды.

Наконец, третьей проблемой является уход с Российского рынка продукции из «недружественных» западных стран.

К одной из перспективных технологий, незаслуженно забытых у нас в стране, можно отнести и проходку стволов бурением. Характеристика наиболее популярных установок приведена в табл. 1.1.2.

В бывшем СССР только машинами типа РТБ до 1990 г. было пройдено свыше 160 стволов и скважин большого диаметра с суммарной протяженностью более 100 км [7], однако после распада страны практика применения данной технологии практически полностью прекратилась.

Таблица 1.1.2 – Характеристика стволовых буровых установок [8]

№ п/п	Параметр	Тип буровой установки		
		УЗТМ-6,2	УЗТМ-8,75	РТБ-6,2
1	Диаметр ствола, м	6,2	8,75	6,2
2	Максимальная глубина бурения, м	400	800	1000
3	Установленная мощность электродвигателя, кВт	3700	3620	4160
4	Одновременно потребляемая мощность, кВт	1500	1800	2000
5	Грузоподъемность талевой системы, т	250	600	200
6	Общая масса установки, т	1200	2000	785

Традиционные технологические схемы проходки стволов предусматривали применение бурового раствора и крепление методом опускной крепи. Тем самым, уже на существовавшем уровне развития науки и техники, обеспечивалась полная безлюдность (исключение присутствия людей в призабойной зоне ствола) технологии.

Пример календарного графика работ проходки вертикальной выработки бурением приведен на рис. 1.1.3 [7].

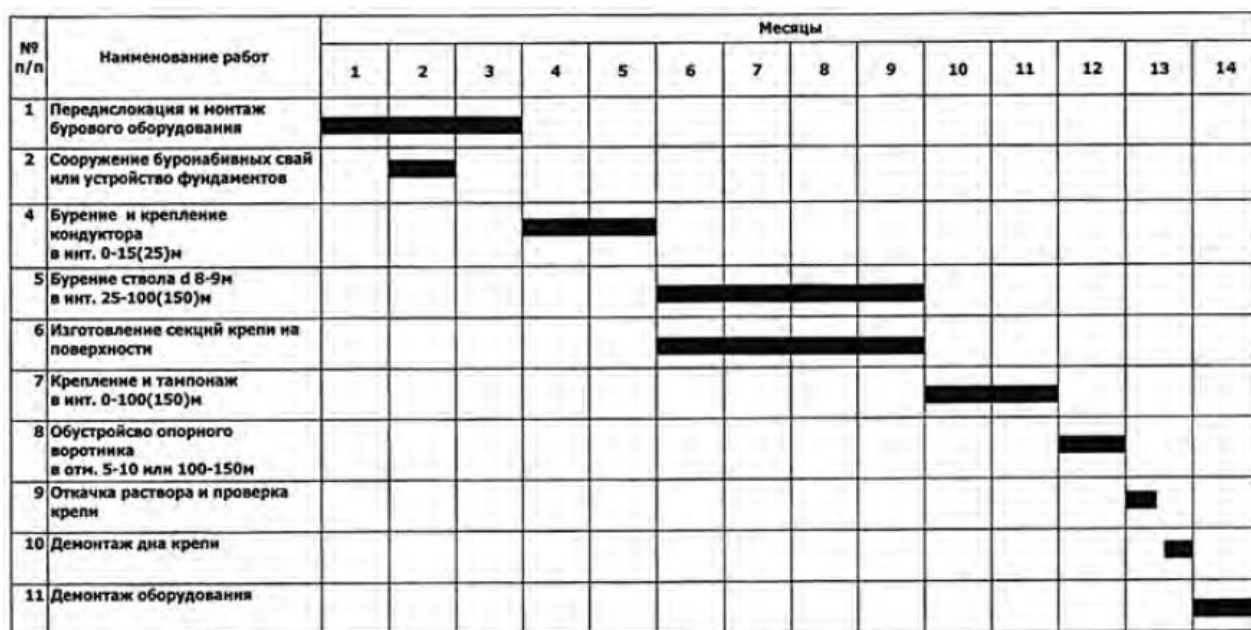


Рисунок 1.1.3 – Календарный график проходки ствола способом бурения

По другому сценарию развивалась ситуация в других странах с развитой горнодобывающей промышленностью [9-12].

В настоящее время существуют разработки, обеспечивающие проходку стволов бурением средних и больших диаметров глубиной до 1,8 км. Масса и стоимость установок также растет с глубиной стволов, однако сравнительная оценка показывает, что металлоемкость таких комплексов в 8 - 10 раз меньше чем традиционных решений, а стоимость установок в 4 - 5 раз меньше, чем комбайнов избирательного и в 6-7 раз меньше чем роторного типа действия.

Анализ области применения установок для бурения стволов (рис. 1.1.4) показывает, что существующий сегодня типовой ряд [11] охватывает все основные типоразмеры стволов рудников.

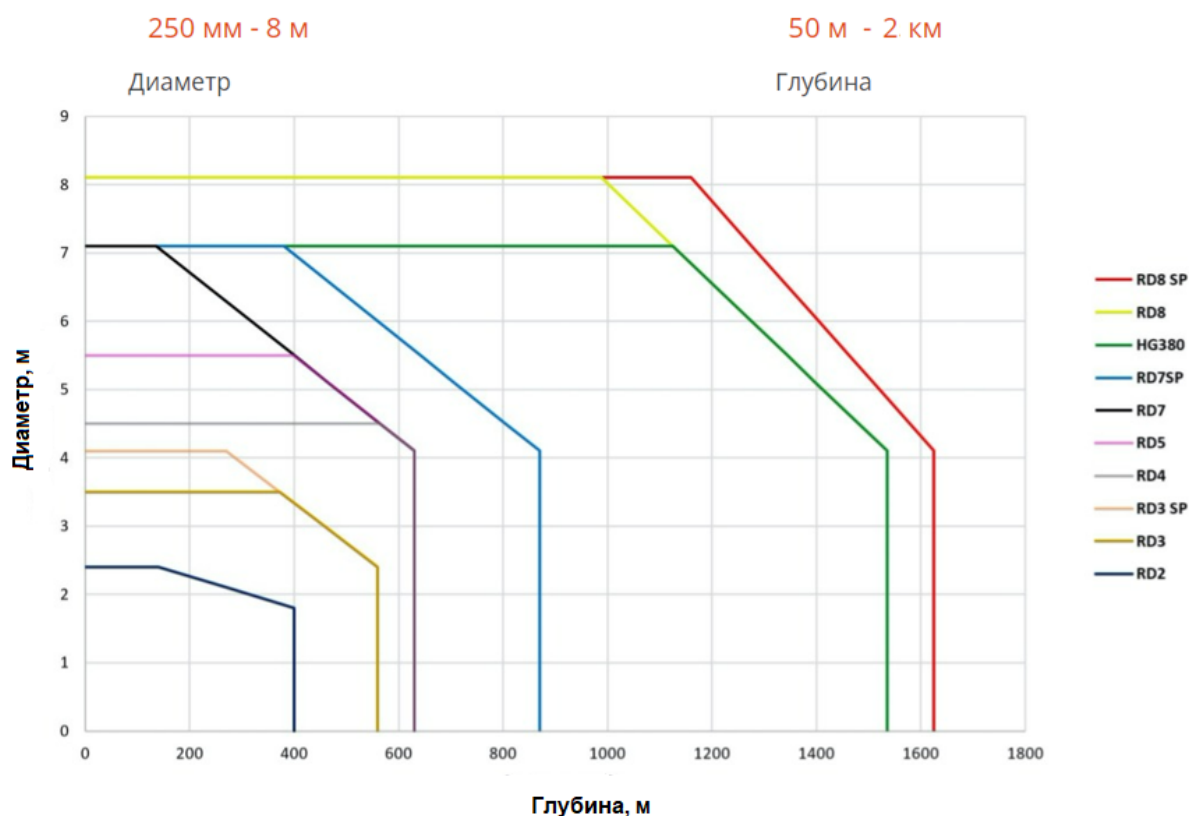


Рисунок 1.1.4 – Область применения буровых установок для сооружения стволов [11]

Для сверхглубоких стволов (1,5 - 2 км и более) может быть применена ступенчатая схема с устройством промежуточных горизонтов, не требующая большого объема горнопроходческих работ по устройству промежуточных камер. Это выгодно отличает рассматриваемую технологию от традиционных

решений, где при устройстве промежуточных горизонтов требуется проходка большого объема камер и выработок под подъемные машины, лебедки и прочее оборудование.

В таблице 1.1.3 приведены сравнительные технико-экономические показатели проанализированных геотехнологий при их применении для строительства выработок различной глубины.

Таблица 1.1.3 – Сравнительные технико-экономические показатели строительных геотехнологий

Тип стола	Буровзрывная проходка	Проходка комбайнами	Проходка бурением
Малой глубины (до 200 м)	Последовательная схема, двухэтажный облегченный полук, грузчики с ручным вождением типа КС-3, ручные перфораторы. С=64 000 руб./ м <sup>3</sup> V= 38 /мес.	Машины типа VSM-100. С=87 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 54 /мес.	Буровые установки Robbins, Redbore, Raise Boring Rig (RBR) и др. в зависимости от диаметра С=69 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 59 /мес.
Средней глубины (200 – 1000 м)	Совмещенная или параллельная схема, трехэтажный полук, грузчики с механизированным вождением типа КС-2у/40, установки типа БУКС-1м или зарубежные аналоги. С=71 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 55 /мес.	Машины типа SBR, SBE, АСП С= 98 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 72 /мес.	Буровые установки типа Robbins 91RH/123R, Redbore 100, RBR900VF С= 73 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 85 /мес.
Глубокие (1000 – 1500 м)	Параллельная схема, четырёх – пятиэтажный полук, грузчики с механизированным вождением бадей емкостью до 5-7 м <sup>3</sup> и грейферов с вместимостью до 1,2 м <sup>3</sup> , высокопроизводительные бурильные установки С= 79 000 руб./ м <sup>3</sup> V= 43 /мес.	Машины типа SBM, SBE. С = 108 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 61 /мес.	Буровые установки типа RBR900VF С= 78 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 81 /мес.



Тип стола	Буровзрывная проходка	Проходка комбайнами	Проходка бурением
Сверхглубокие (более 1500 м)	Параллельная схема с одновременным армированием, семиэтажный полук, грузчики и бурильные установки максимальной производительности C = 86 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 32 /мес.	Машины типа SBM, SBE. C = 125 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 53 м/мес.	Буровые установки типа RBR900VF C = 84 000 руб./ м <sup>3</sup> V = 78 м/мес.

Технология строительства выработок способом бурения является более эффективной в глубоких стволах по сравнению с буровзрывной технологией и существенно более экономичной по сравнению с проходкой стволов комбайновыми комплексами. Кроме того, ее важнейшим преимуществом является полная безлюдность (отсутствие необходимости присутствия проходчиков в забое и призабойной зоне), что положительно сказывается на условиях и безопасности работ.

Таким образом, по результатам краткого анализа следует отметить перспективность совершенствования и более широкого внедрения технологии строительства вертикальных горных выработок способом бурения в отечественной шахтостроительной практике.

## **1.2 Перспективы применения аддитивных технологий крепления вертикальных горных выработок**

Тематикой крепления вертикальных горных выработок в мировой и отечественной практике шахтного строительства занимаются уже более ста лет. Прежде всего, стоит упомянуть научную школу Московского горного университета под руководством Покровского Н.М. Итогом усилий ученых кафедры шахтного и подземного строительства стали классические учебники по вопросам проходки и крепления вертикальных стволов [13-15], которые до сих пор используются специалистами горной отрасли. Не менее значимый вклад внесены научными школами Санкт-Петербургского горного университета (Бокий

Б.В. Смирняков В.В. Протосеня А.Г. и др.), Тульского государственного университета (Булычев Н.С., Фотиева Н.Н., Саммаль А.С. и др.) , Уральского государственного горного университета (Щукин А.С., Половов Б.Д., Корнилков М.В. и др.), Кузбасского государственного технического университета (Виноградов Ю.П., Изаксон Ю.Я., Першин В.В. и др.), Южно-Российского государственного политехнического университета (НПИ) (Вяльцев М.М., Шафранов Н.К., Ягодкин Ф.И. и др.), Донецкого национального технического университета (Бородуля А.А., Борщевский С.В., Левит В.В. и др.).

Состояние вопроса крепления вертикальных выработок подробно проанализировано в известных изданиях отечественных ученых [16-18]. Итогом исследований стало широкое внедрение при проходке стволов крепи из монолитного бетона с применением секционной опалубки, а также чугунной тубинговой крепи в сложных горно-геологических условиях. Доля применения таких крепей в пройденных вертикальных выработках сегодня превышает

Существенно более ограниченное применение нашли набрызгбетонные и опускные конструкции крепи, несмотря на то, что они имеют ряд весомых преимуществ [18].

Новейший опыт развития строительной отрасли показывает, что передовые достижения здесь связаны с все более широким внедрением роботизированных и аддитивных технологий.

Под аддитивными технологиями в строительстве принято понимать метод создания трёхмерных несущих конструкций (элементов) зданий и сооружений путём послойного добавления материала с применением компьютерных моделей и технологии 3D-печати.

Общая классификация возможных аддитивных технологий приведена на рис. 1.2.1 [19].

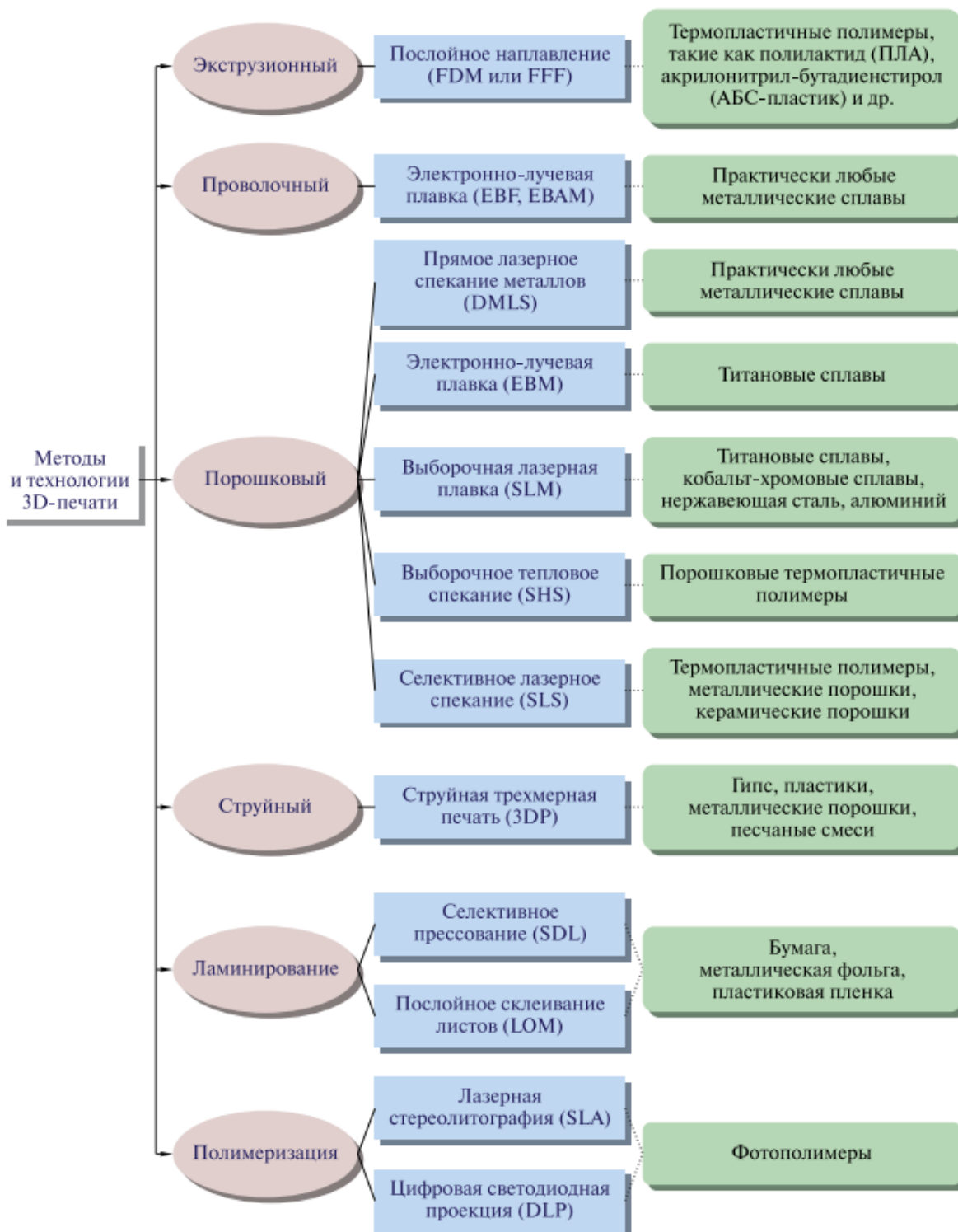


Рисунок 1.2.1 – Классификация аддитивных технологий

Согласно современным международным классификациям аддитивные выделяют следующие группы аддитивных технологий в строительстве:

- Material Extrusion;
- Material Jetting;

- Binder Jetting;
- Sheet Lamination;
- Vat Photopolymerization;
- Powder Bed Fusion;
- Directed energy deposition [20].

Анализ данных разновидностей аддитивных технологий показывает, что целей крепления подземных сооружений лучше всего подходит группа Binder Jetting – «разбрызгивание связующего» с применением торкрет-бетонных смесей. Технология может применяться как для создания толстостенных, в том числе армированных конструкций, так и для послойного нанесения слоев торкрет-бетона в формате 3D-печати [21,22].

Примером первого подхода, в частности является технология, применяемая немецкой компаний Aeditive GmbH. Она предусматривает нанесение бетонной смеси на установленный арматурный каркас в соответствии с 3D-моделью объекта (рис. 1.2.2).



Рисунок 1.2.2 – Аддитивная технология нанесения торкрет-бетона  
(фото с сайта <https://www.aeditive.de>)

Задел для горной отрасли в этом направлении создан после начала применения роботизированных установок для возведения торкрет-бетона в вертикальных выработках. Первопроходцем в разработке такой техники стала Австралийская Jetcrete (рис. 1.2.3). С применением предложенного ими решения торкретирование может осуществляться в вертикальных стволах диаметром от 1 до 6 м и максимальной глубиной до 400 м.

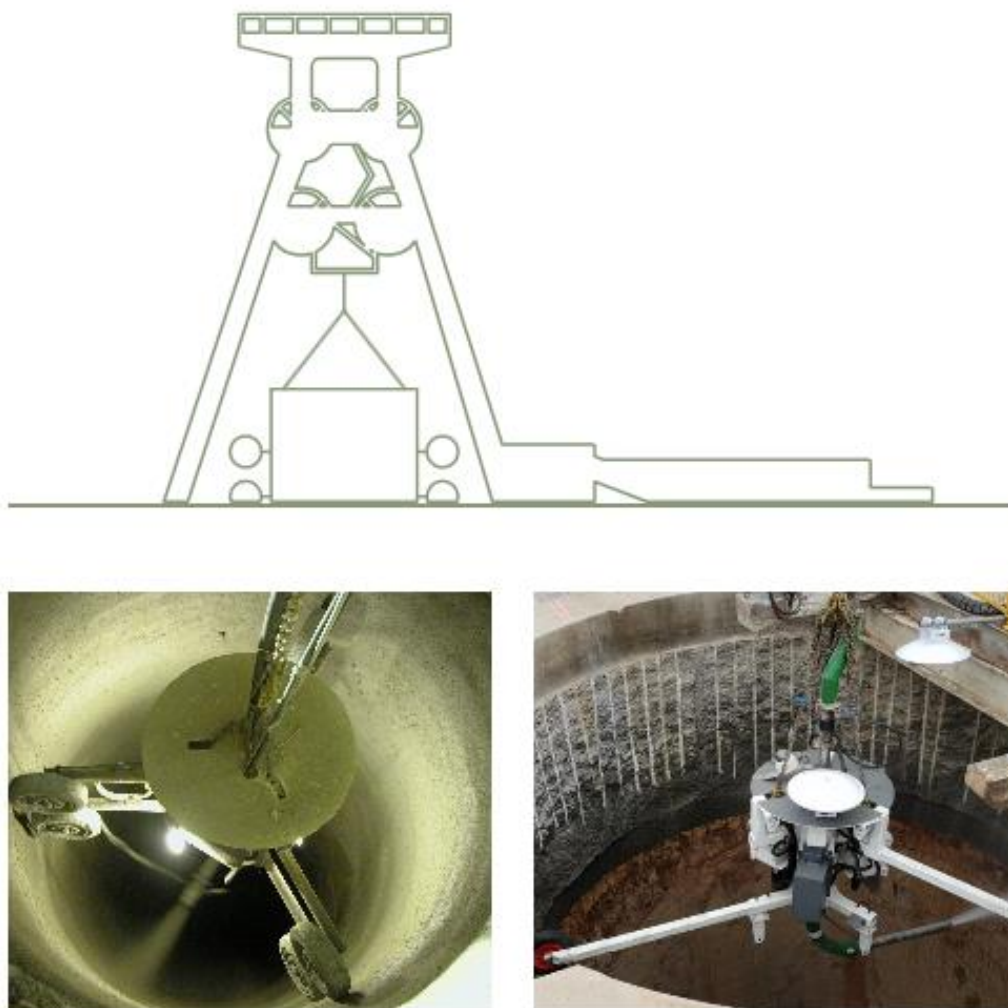


Рисунок 1.2.3 – Роботизированная установка для возведения торкрет-бетона в вертикальных выработках (фото с сайта <https://www.jetcrete.com.au>)

В целом аналогичные решения предлагаются компаниями Rix Group (Австралия), Multicrete systems (Канада), Shotcrete Technologies Inc. (США), TUMI (Перу) и др. [23-26]. Существующие установки уже сегодня позволяют охватить все возможные объемно-планировочные решения вертикальных вы-

работок, а реализация принципов аддитивности достигается путем применения современных систем лазерного сканирования и дистанционного видеонаблюдения в сочетании с эффективным программным обеспечением.

Развитие и адаптация подобных технологий для российских условий является весьма актуальным, но в то же время для их широкого внедрения необходимо решить ряд проблемных вопросов, связанных, как с теоретическим обоснованием технических и технологических решений, так и с их практической реализацией.

### **1.3 Проблемы применения торкрет-бетонной крепи в вертикальных горных выработках**

Торкрет-бетонная крепь является перспективным и постоянно совершенствуемым видом крепления, доля которого в горизонтальных и наклонных выработках постоянно растет. В то же время для крепления вертикальных стволов торкрет-бетон применяется весьма ограниченно, что связано как с ограничениями, приведенными в п. 7.2.1.12 СП 91.13330.2012, так и с преобладающим применением жёсткой армировки в главных и вспомогательных стволах шахт и рудников.

В то же время для крепления вентиляционных стволов и стволов с гибкой армировкой, рудоспусков, восстающих, слепых стволов, шурфов и других выработок применение торкрет-бетонной крепи является возможным и экономически целесообразным в достаточно широком диапазоне условий.

Рассматривая теоретические и практические аспекты применения торкрет-бетонной крепи, следует отдельно остановиться на проблеме разработки оптимальных составов бетонов и технологии крепления.

Передовым направлением в части совершенствования составов материалов является применение высокопрочного торкрет-фибробетона.

Требования к организации работ приведены в «Руководстве по применению торкрет-бетона при возведении, ремонте и восстановлении строительных

конструкций зданий и сооружений» [105]. Допускается применение как металлической, так и неметаллической (базальтовой, полипропиленовой) фибры, при этом размер зерен крупного заполнителя и фибры связан соотношением:

$$C_{\max} = 0,925 \sqrt[3]{\frac{d_f^2 l_f}{\mu_{fv}}}, \quad (1.3.1)$$

где  $d_f$  – приведенный диаметр фибры, мм

$l_f$  – длина фибры, мм;

$\mu_{fv}$  – коэффициент армирования фиброй по объему.

Во всем мире торкрет-фибробетон уже достаточно давно нашел применение в различных областях строительства: он используется для защиты склонов, обделки тоннелей, ремонта и восстановления конструкций [106].

В тоннелестроении наиболее эффективными являются бесщелочные смеси со стальной фиброй, которые обеспечивают высокие показатели прочности на сжатие, изгиб и ударную вязкость, а также экологическую безопасность и безопасность труда рабочих. Производительность торкрет-бетона может быть увеличена путем регулирования и улучшения типа ускорителя со стальной фиброй для торкретирования [107].

Расширение области применения торкрет-бетонной крепи на шахтах и рудниках может быть обеспечено при переходе на технологию проходки стволов способом бурения, которая обеспечивает точные размеры поперечного сечения ствола, а также гладкую, ненарушенную породную поверхность вертикальной выработки [27-28]. Крепление может производиться после сооружения выработки на полную глубину и диаметр без нахождения людей в стволе с помощью дистанционных роботизированных установок [29,30].

Как известно, торкрет-бетонное крепление, предусматривает нанесение относительно тонкого слоя затворенной водой бетонной смеси и, как правило, добавок – ускорителей схватывания и твердения на поверхность выработки безопалубочным методом.

Конструкция несущей набрызгбетонной крепи может выполняться, в зависимости от условий применения, в виде неармированного или армированного металлической сеткой или фибрами покрытия как самостоятельной конструкции, так и в сочетании с анкерами или кольцами. Допускается применение набрызгбетона в качестве временной крепи, а также для перекрепления горных выработок, ремонта и восстановления монолитной бетонной и железобетонной крепей.

Торкрет-бетонное покрытие может служить для изоляции, содержащего склонные к выветриванию породы массива от доступа рудничной атмосферы и предотвращения локальных обрушений в ослабленных местах.

В состав сухой смеси для торкрет-бетона, в общем случае, входят:

- цемент (вяжущий состав);
- добавки и компоненты;
- мелкий заполнитель.

Смесь затворяется водой.

Для приготовления торкрет-бетонной смеси следует применять портландцемент и шлакопортландцемент по ГОСТ 31108-2020 или цементы типов ЦЕМ I, ЦЕМ II и ЦЕМ III. Следует применять марки цементов не ниже 400.

При наличии среды, агрессивной по сульфат-иону (в зоне сульфидного оруденения и при агрессивных подземных водах) следует применять шлакопортландцемент или цементы ЦЕМ II /В-III и ЦЕМ III /А.

В качестве добавок-ускорителей твердения цемента применять хлористый кальций, алюминат натрия, жидкое стекло, поташ и другие. Кроме того, в настоящее время доступны хорошо действующие жидкие бесщелочные и некаустические добавки, которые обеспечивают надежность и высокое качество работ и одновременно являются весьма экономически эффективными для применения.

Для возведения торкрет-бетонной крепи допускается применение песка, удовлетворяющего требованиям ГОСТ 8736-2014 и ГОСТ 26633-2015.



Финишный состав смеси зависит от марки цемента, гранулометрического состава заполнителей и прочности торкрет-бетона и должен приниматься по рекомендациям специализированных организаций и лабораторий.

Количество воды затворения принимается в зависимости от состава сухой смеси из расчета полученного водоцементного отношения в пределах 0,27 – 0,35. При мокром способе нанесения водоцементное отношение корректируется пластификаторами. Так, широко применяется состав 1 : 1,5 (2 : 3) по объему, для которого на приготовление 1 м<sup>3</sup> торкрет-бетона необходимо: цемент М400 – 800 кг; отсев фракции 0-5 мм – 1300 кг; - вода – 340 .

В мировой практике при креплении горных выработок широко применяются стальные или синтетические фибры, которые вводятся в определенном объеме в торкрет-бетон.

Фибры, распределяясь по всему объему, приводят к улучшению характеристик материала и к значительному снижению трещин в набрызгбетоне при снижении трудоемкости возведения крепи по сравнению с армированием стальными сетками или армокаркасами.

Современная технология армирования торкрет-бетона фиброй позволяет создавать крепь, которая даже при значительном растрескивании и сильной деформации является работоспособной в течение некоторого срока, достаточного чтобы принять меры по замене или усилению крепи.

В последнее время было проведено множество испытаний фибробетона различными институтами и лабораториями, в результате которых было установлено, что увеличение прочности фибробетона (как на сжатие, так и на растяжение) может изменяться в широких пределах в зависимости от вида и параметров фибры, класса исходного бетона и объема вводимой фибры.

Так, по сравнению с образцами контрольного состава прочность фибробетона на растяжение при изгибе может возрастать на 100 % – 200 %, а на сжатие увеличение прочности составило 10 % – 35 %. Рекомендуемые к применению стальные фибры приведены в СП 360.1325800.2017.

Оптимальным расходом стальной фибры по экономическим соображениям является диапазон от 1,0 % до 1,5 % на 1 м<sup>3</sup> бетона, так как в дальнейшем, по данным испытаний, увеличение прочности замедляется.

Оптимальный расход синтетической фибры может изменяться от 4 до 9 кг на 1 м<sup>3</sup> бетона [31-33].

Сдерживающим фактором широкого внедрения такой технологии является отсутствие методики определения параметров торкрет-бетонной крепи стволов, пройденных способом бурения, в различных горнотехнических условиях.

В этой связи обратимся к зарубежному опыту проектирования и применения торкрет-бетонной крепи стволов.

Прежде всего, необходимо отметить, что торкрет-бетонная крепь применяется не только в благоприятных, как рекомендовано СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки», но и в весьма сложных горно-геологических условиях. Так использование торкрет-бетонной крепи большой толщины в условиях действия больших горизонтальных напряжений, наличия геологических нарушений и интенсивных деформаций породного массива обеспечила устойчивость участков стволов, рудоспусков и их сопряжений на глубинах свыше 1200 м [34].

Отличительной чертой работы торкрет-бетонной крепи в отличие от жестких бетонных и тубинговых крепей является ее более высокая податливость [35,36], что обеспечивает более эффективную разгрузку массива пород в призабойной зоне при проходке ствола. Вместе с тем, выполненное в работе [35] моделирование сечений ствола диаметром 10 м на глубине 1,2 км в горном массиве среднего качества с торкрет-бетонной крепью толщиной 50 мм методом конечных дискретных элементов (FDEM) показало, что крепь теряет несущую способность из-за изгиба, вызванного неравномерным давлением околоствольных пород. Сделан вывод, что торкрет-бетон не следует использовать в качестве единственного вида крепи в стволах такого большого диаметра.

Еще более сложные горно-геологические условия рассмотрены в работе [37] где описан опыт проектирования и строительства одного из самых глубоких стволов в Китае в условиях динамических проявлений горного давления. Отмечена важность реализации процесса разгрузки ствола в призабойной зоне и перспективность применения комбинированных крепей с использованием торкрет-бетона.

Дополнительное повышение эффективности торкрет-бетонной крепи, как уже отмечалось ранее, обеспечивается при ее армировании стальной, полипропиленовой фиброй или гибридными волокнами. Результаты комплексного исследования торкрет-фибробетонной крепи подтверждают повышение эффективности ее работы при деформациях изгиба [38,39], а также при развитии интенсивных водопроявлений в стволах [40]. Вместе с тем важнейшую роль играет контроль качества крепления на всех этапах приготовления, транспортировки и нанесения крепи.

Основополагающим принципом эффективности применения конкретной конструкции крепи вертикальных стволов и других капитальных выработок является адекватный учет геомеханических свойств окружающих горных пород [41,42]. Это достигается при качественном проведении инженерно-геологических изысканий, применении прямых геомеханических методов оценки напряженно-деформированного состояния крепи и пород [43,44], а также использовании современных методов математического моделирования с обязательной калибровкой моделей по данным шахтных экспериментов и учетом влияющих негативных факторов [45].

В основе большинства методов и методик выбора и обоснования параметров крепи стволов лежат интегральные классификации устойчивости горных пород в их современной интерпретации, в частности методы RMR, Q, GSI и др. [37]. При этом в современной российской практике для решения прикладных геомеханических задач все более широко применяются аналогичные подходы [46].

В то же время, как уже отмечалось ранее, торкрет-бетонная и комбинированная крепи широко внедрены преимущественно в горизонтальных и наклонных выработках [47]. Для них разработаны отраслевые инструкции и методики определения параметров крепления, которые успешно применяются как в обычных, так и в сложных горно-геологических условиях [48,49].

При этом классические подходы к решению различных геомеханических задач [50-53] не предполагают длительного нахождения капитальной выработки в незакрепленном состоянии, так как в случае присутствия людей в забое это запрещено правилами безопасности.

На основании этого, весьма актуальным является разработка методики определения параметров торкрет-бетонного крепления шахтных стволов, пройденных способом бурения, что позволит значительно расширить возможности применения прогрессивных технологий при строительстве вертикальных горных выработок [54,55].

#### **1.4 Постановка цели и задач исследования**

На основании выполненного краткого анализа **объектом** дальнейшего исследования является аддитивная технология строительства вертикальных горных выработок с креплением торкрет-бетоном.

**Цель работы:** обоснование параметров аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок, обеспечивающих повышение технико-экономических показателей строительства и комплексную безопасность проходческих работ.

**Идея работы** обоснование параметров аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок, обеспечивающих повышение технико-экономических показателей строительства и комплексную безопасность проходческих работ.

### **Задачи исследования:**

1. Проанализировать опыт и перспективы применения традиционных и новых геотехнологий строительства вертикальных горных выработок.
2. Провести теоретическое обоснование параметров математических моделей вертикальных горных выработок, сооружаемых с применением элементов аддитивной технологии, в различных горнотехнических условиях.
3. Изучить закономерности изменения напряженно-деформированного состояния и устойчивости пород околоствольного массива на различных стадиях реализации аддитивной технологии.
4. Разработать методику определения параметров крепи вертикальных горных выработок при применении аддитивной технологии.
5. Обосновать технологические решения по реализации аддитивной технологии, оценить их эффективность и безопасность.

## **2 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ РЕАЛИЗАЦИИ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ**

### **2.1 Статистический анализ горно-геологических условий строительства выработок на рудниках России**

Особенностью реализации рассматриваемой геотехнологии является необходимость возведения крепи после сооружения выработки на полную глубину, что вызывает необходимость комплексной оценки устойчивости приконтурных пород вокруг пробуренной горной выработки. Для этих целей в настоящее время используются современные геомеханические модели и рейтинговые классификации массива.

Важной задачей, во многом определяющей корректность дальнейших вычислений, при этом является определение достоверных входных параметров. Наибольшее применение для трещиноватых пород в настоящее время получила модель Хука-Брауна, оперирующая такими интегральными характеристиками, как показатель состояния керна RQD, геологический индекс прочности GSI, а также рейтинг массива пород RMR.

Анализ современных условий строительства вертикальных выработок на рудниках Урала, Норильского промышленного района (НПР), Кольского п-ва, Забайкальского и Красноярского края позволяет выделить ряд общих характерных особенностей:

1. Большие глубины строительства выработок, подготовка и разработка все более глубоких горизонтов (свыше 2000 м в НПР, 1500 м на Урале) [56,57].

2. Высокие величины напряжений в горных массивах и их преимущественно тектонический характер. То есть наибольшая и средняя компоненты напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  имеют горизонтальное залегание и могут в 1,5-2 раза и более превышать вертикальную компоненту. Большие глубины и высокие напряжения в массиве существенно повышают риски реализации горных ударов, запредельного деформирования и разрушения пород. Преимущественно

горные удары проявляются в породах с жесткими кристаллизационными связями, характеризующиеся хрупким разрушением (интрузивные породы) [58,59].

3. Вскрытие вертикальными выработками пород осадочной толщи, магматических и метаморфических пород различного залегания, преимущественно сложенных трещиноватыми и хрупкими породами. При переходе от слаботрещиноватых пород к средне- и сильнотрещиноватым наблюдается снижение на 20-30% величин естественных напряжений.

Например, в НПП пикритовые и порфиоровые базальты гудчихинской свиты ( $T_{1gd}$ ) имеют коэффициент крепости ( $f = 10 \div 14$ ). Мергели, доломиты и ангидриты мантуровской свиты ( $D_{2mt}$ ) –  $f = 4 \div 6$ . Аргиллиты разведочнинской свиты ( $D_{1rz}$ ) –  $f = 6$ . Аргиллиты, алевролиты и мергели курейской свиты ( $D_{1kr}$ ) – ( $f = 4 \div 6$ ).

4. Возможное влияние на устойчивость выработок горных работ, реализуемых как с различными видами закладки выработанного пространства, так и с полным обрушением по различным технологическим схемам [60,61].

5. Наличие в пересекаемых выработками породных слоях напорных и безнапорных водоносных горизонтов, залегающих преимущественно до глубин 500 м от земной поверхности. Большой разброс объёмов водопритоков в выработки, что обусловлено, в том числе наличием крупных геологических нарушений.

По химическому составу подземные воды, отобранные в процессе проведения проинтервальных откачек, преимущественно гидрокарбонатно-сульфатные и гидрокарбонатно-сульфатно-хлоридные.

По водородному показателю подземные воды преимущественно нейтральные, реже слабощелочные, неагрессивные и слабоагрессивные к бетону нормальной проницаемости ( $W_4$ ).

По содержанию агрессивной углекислоты ( $CO_2$ ) подземные воды неагрессивные и слабоагрессивные к бетону нормальной проницаемости ( $W_4$ ).

По содержанию сульфатов в пересчете на ионы  $SO_4$  подземные воды среднеагрессивные к бетону нормальной проницаемости ( $W_4$ ).

В целом устойчивость сооружаемой вертикальной выработки в конкретном интервале глубин залегания во многом будет определяться интенсивностью трещиноватости горных пород.

Согласно СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80», величина коэффициента структурного ослабления может быть определена в соответствии с табл. 2.1.1.

Таблица 2.1.1 – Значения коэффициента структурного ослабления  $K_c$

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	> 1,5	1,5-1	1-0,5	0,5-0,1	< 0,1
$K_c$	0,9	0,8	0,6	0,4	0,2

С учетом имеющейся горно-геологической информации по рудникам России, в настоящей работе принимается следующее ранжирование нарушенных пород:

1 –  $K_c \geq 0,2$  (средне трещиноватые, средней и выше средней степени нарушенности породы).

2 –  $0,05 < K_c < 0,2$ , (в расчетах  $K_c = 0,1$ ) (трещиноватые, нарушенные породы).

3 –  $K_c = 0,05$  (сильнотрещиноватые, весьма нарушенные породы).

Для описания структурной нарушенности пород на практике также используются модуль трещиноватости, модуль кусковатости, а связь между интенсивностью трещиноватости и категорией устойчивости пород реализуется через показатель состояния пород RQD (табл. 2.1.2) [93].

С целью анализа этих параметров выполнена статистическая обработка данных по условиям строительства вертикальных выработок на рудниках Урала, Норильского промышленного района, Кольского п-ва, Забайкальского и Красноярского края. Установлено, что показателю состояния керна RQD зоны дробления и весьма слабые нарушенные породы составляют в сумме не



более 11 % от мощности разрезов (рис. 2.1.1), при этом большинство зон дробления имеют мощность менее 0,5 м (58%) и мощность 0,5 - 1,2 м (28%).

Таблица 2.1.2 – Классификация устойчивости массива горных пород по показателям качества RQD и интенсивности трещиноватости (по степени устойчивости пород)

Категория и степень устойчивости пород	Предел устойчивости на сжатие, МПа	Выход керна, %	Показатель состояния пород (RQD), %	Модуль трещиноватости, тр/м	Модуль кусковатости, кс/м
I – весьма устойчивые	> 80	> 85	> 92	≤ 1	< 2
II - устойчивые	50-80	30-85	60-97	1-5	2-8
III – средней устойчивости	10-50	5-30	40-60	5-15	8-15
IV - неустойчивые	< 10	< 5	< 40	> 15	> 15

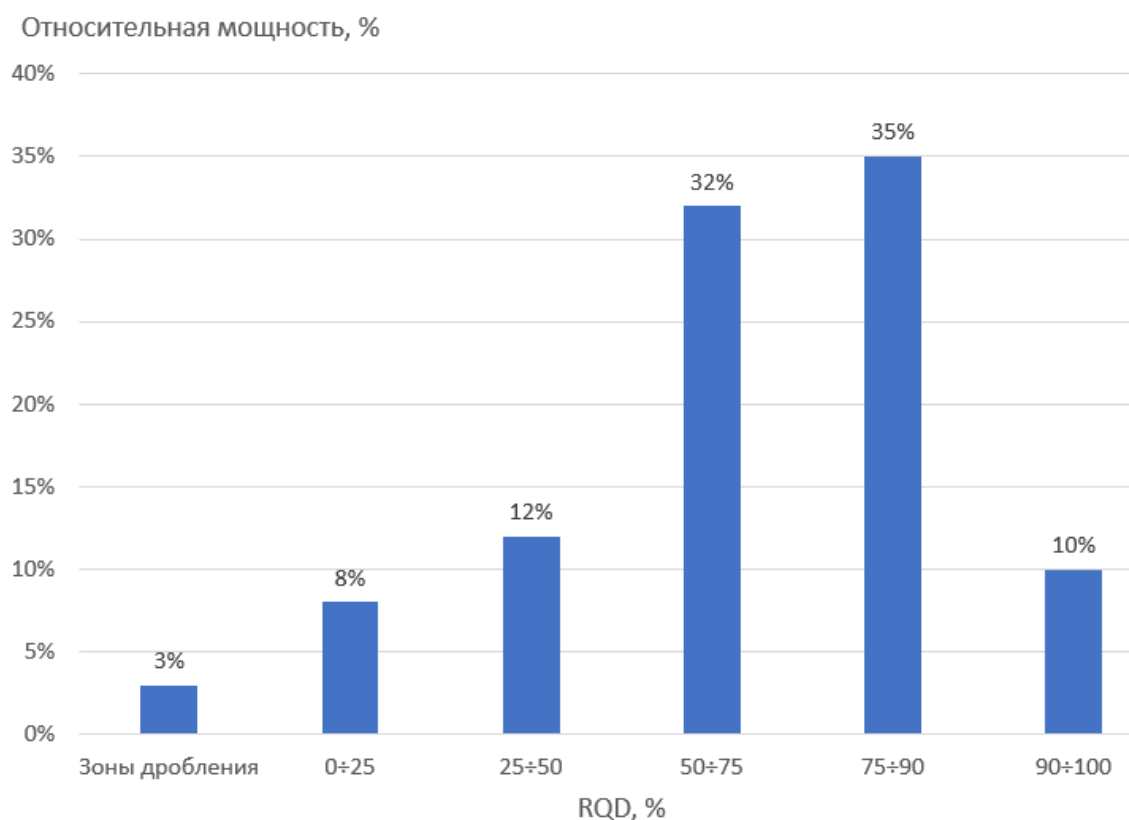


Рисунок 2.1.1 – Распределение горных пород, пересекаемых вертикальными выработками рудников, по рейтингу RQD

Нарушенность массива негативно влияет и на деформационные характеристики пород. Известные эмпирические зависимости, увязывающие модуль деформации пород и показатель RQD приведены на рис. 2.1.2.

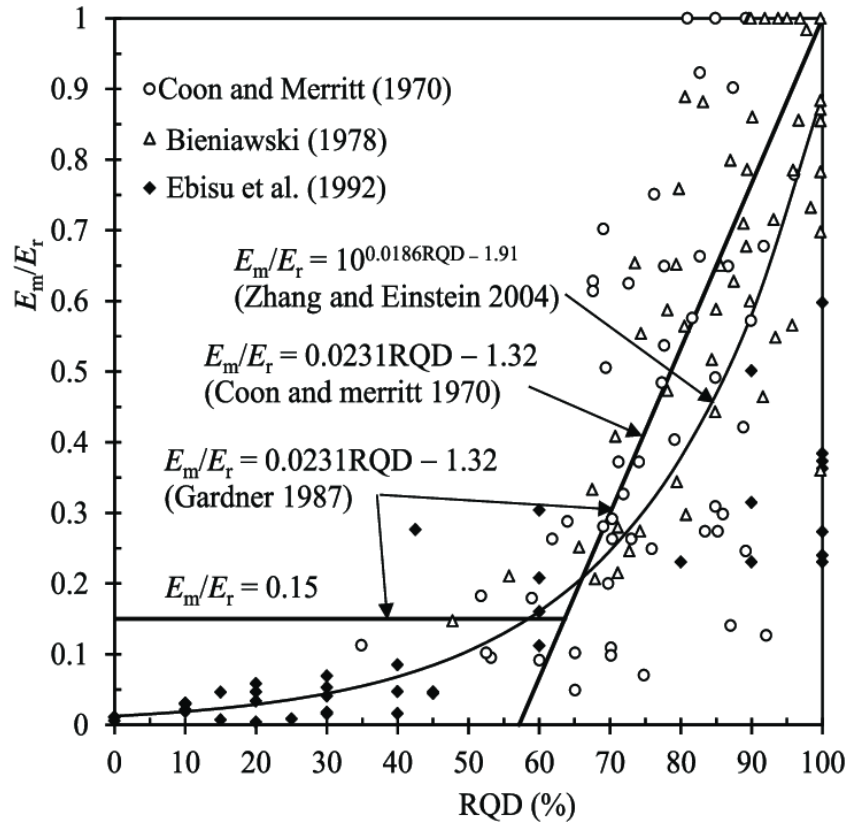


Рисунок 2.1.2 – Эмпирические зависимости, учитывающие влияние нарушенности массива на его деформационные характеристики [62]

Снижение модуля деформации горных пород в зоне трещиноватости породного массива можно также произвести с помощью выражения [63,64]:

$$E_T = \frac{E_0}{1 + 0,5I_T}, \quad (2.1.1)$$

где  $E_T$  – приведенный модуль упругости горных пород в трещиноватом массиве, МПа;

$E_0$  – модуль упругости породы в монолитном состоянии (в образце), МПа;

$I_T$  – интенсивность трещиноватости, шт./м.

Индекс RQD связан с различными интегральными геомеханическими рейтингами, используемыми при оценке устойчивости выработок и определении параметров крепи (табл. 2.1.3).

Таблица 2.1.3 – Категории устойчивости пород по различным рейтингам

Категория устойчивости	Степень устойчивости по пород	Качество массива	Бенявский	Бартон	Булычев	Геологический индекс прочности
		RQD	RMR	Q	BUL	GSI
1	Весьма устойчивые	0 - 25	80 - 100	40 - 1000	> 70	0 - 25
2	Устойчивые	25 - 50	60 - 80	10 - 40	5 - 70	25 - 35
3	Средней устойчивости	50 - 75	40 - 60	4 - 10	1 - 5	35 - 45
4	Неустойчивые	75 - 90	20 - 40	1 - 4	0.05 - 1	45 - 55
5	Весьма неустойчивые	90 - 100	0 - 20	0.001 - 1	< 0.05	55 - 100

Так, для определения индекса GSI могут использоваться выражения:

$$GSI = 1.5 \cdot 1.3 \cdot J_{con76} + RQD/2$$

$$GSI = 52 \cdot \frac{J_r/J_a}{1 + J_r/J_a} + RQD/2 \quad (2.1.2)$$

$$GSI = 5.5 \cdot \ln(J_r/J_a) + 21 + RQD/2 ,$$

где  $J$ ,  $J_r$ ,  $J_a$  – параметры, описывающие трещиноватость массива горных пород.

Пример определения сходимости рейтингов RMR и Q для мергелей НПП приведен на рис. 2.1.3.

Как видно из рисунка, большинство значений находится в зоне ненарушенного и средненарушенного массива. Участки в сильно нарушенных породах преимущественно приурочены к массиву пород в зоне влияния горных работ. Цветовая схема характеризует плотность значений, синий цвет – низкая плотность, оранжевый – высокая.

На основе статистической обработки данных получен ряд корреляционных выражений, удобных для использования при оценке устойчивости пород (см. главу 3 диссертационной работы).

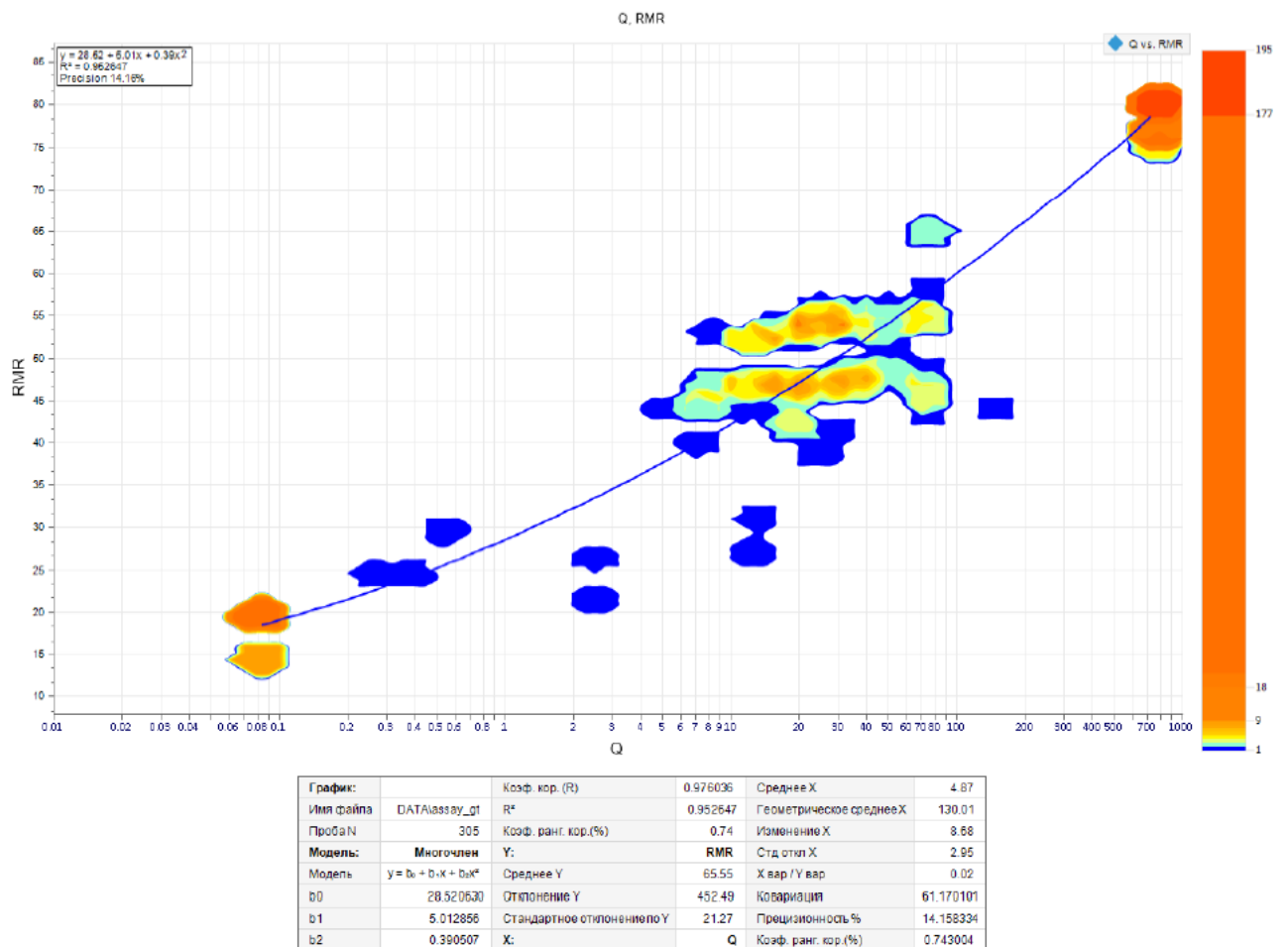


Рисунок 2.1.3 – Сходимость рейтингов RMR и Q, определенных для мергелей НПП

## 2.2 Сравнительная оценка состояния приконтурных пород выработок, пройденных бурением и БВР

При проходке выработок в приконтурных породах также формируется зона техногенной нарушенности, которая учитывается при определении рейтинга RMR.

Для изучения этого фактора выполнены сравнительные шахтные исследования выработок рудников Урала, пройденных бурением и буровзрывным способом в аналогичных условиях, которые включали сравнительные визуальные обследования и геофизические работы.

Дистанционное визуальное обследование выполнено с помощью видеозонда, оснащенного осветительными устройствами и камерой 360° (Hikvision DS-2DE4A425IWG-E).

Зонд подвешивается к канату лебедки, пропущенному через передовую скважину на нижний горизонт. Лебедка смонтирована на земной поверхности (рис. 2.2.1).

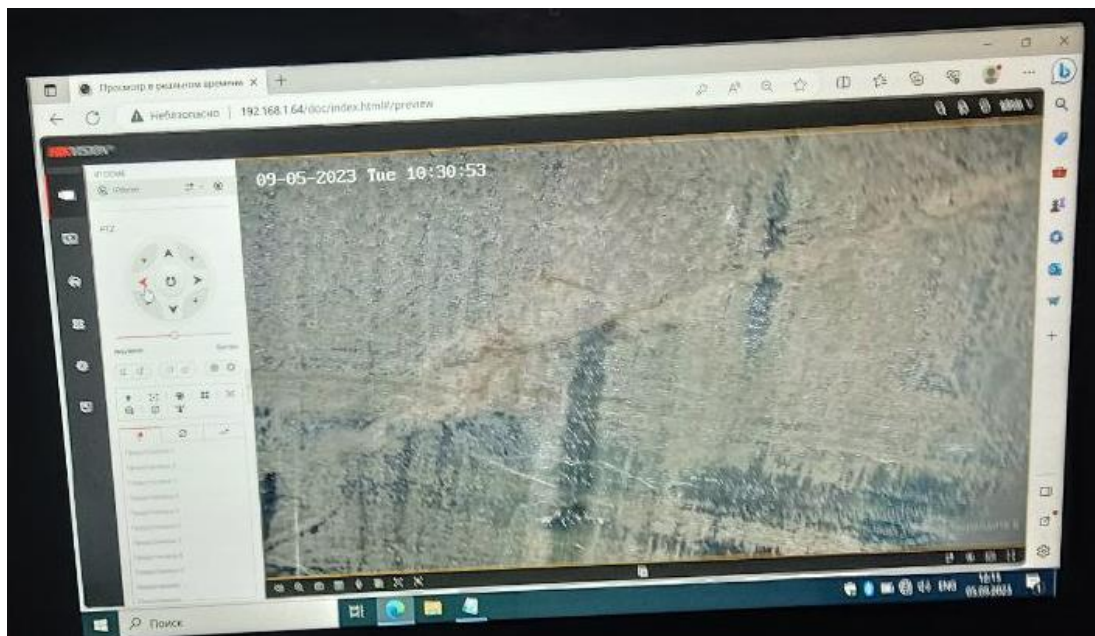


Рисунок 2.2.1 – Лебедка для спуска-подъема видеозонда

Оператор видеозонда размещался в подходящей камере на нижнем горизонте под защитой постоянной крепи и осуществлял дистанционное управление видеочкамерой с записью поступающего сигнала в режиме реального времени и управляет процессом спуска-подъема устройства (рис. 2.2.2).



а)



б)

Рисунок 2.2.2 – Рабочее место оператора видеозонда:

а) общий вид; б) рабочий экран оператора

В процессе съемки фиксируются все виды дефектов стенок ствола, при этом обследование производилось в два этапа:

1. Предварительное разведочное видеообследование в направлении снизу-вверх с шагом подъема 5,0 м.

2. Сплошное видеообследование в направлении сверху вниз с шагом 1,5 м.

Процесс обследования ствола в районе его примыкания к нижнему сопряжению горизонта показан на рис. 2.2.3.



Рисунок 2.2.3 – Процесс обследования ствола с использованием видеозонда

Результаты анализа архивных данных и визуального обследования позволили установить следующее:

1. Приконтурные породы пробуренной части ствола представлены долеритами, туфами, породами базальтовой толщи, известняками и доломитами. Незакрепленные породы находятся в устойчивом состоянии, преимущественно имеют ровную, гладкую поверхность. Признаков интенсивных деформаций, заколообразования, вывалов больших размеров и деформационных

трещин при обследовании не выявлено. Пример типичного состояния породных стенок пробуренного участка ствола в различных породах приведён на рис. 2.2.4 - 2.2.7.



Рисунок 2.2.4 – Пример типичного состояния незакрепленной породной стенки (туф базальтового состава) незакрепленного ствола на глубине 515 м



Рисунок 2.2.5 – Пример типичного состояния незакрепленной породной стенки (базальтовая толща) незакрепленного ствола на глубине 557,5 м





Рисунок 2.2.6 – Пример типичного состояния породной стенки (базальтовая толща) незакрепленного ствола на глубине 567 м

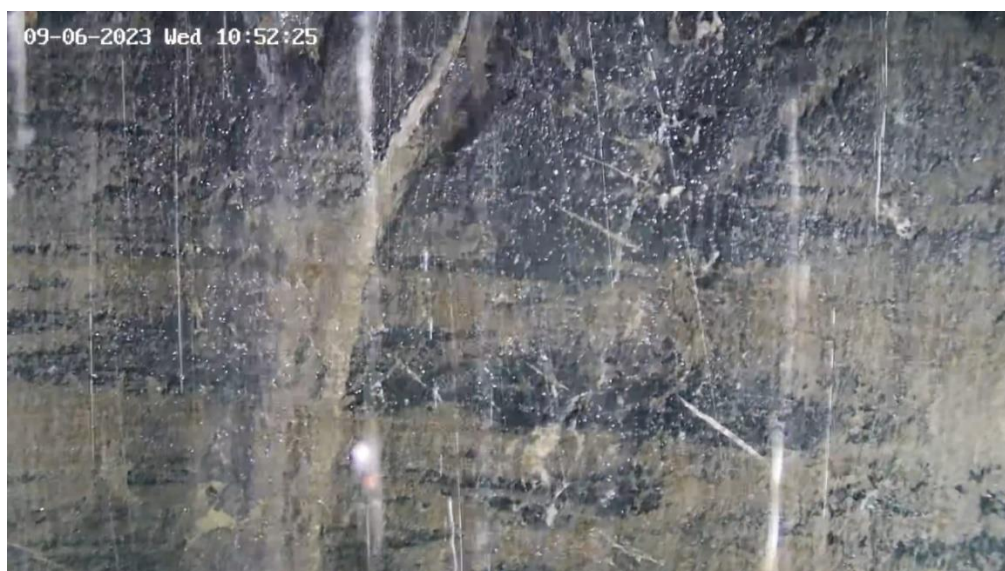


Рисунок 2.2.7 – Пример типичного состояния породной стенки (долериты) незакрепленного ствола на глубине 593,5 м

2. По протяженности пробуренного участка ствола имеются локальные дефектные участки породных стенок ствола с глубиной отслоений и вывалов не более 5 - 30 см. Состояние дефектных участков говорит о том, что они преимущественно образовались в процессе бурения выработки и были обусловлены неравномерным воздействием бурового органа на породные стенки, а также особенностями структуры пород (рис. 2.2.8).



Рисунок 2.2.8 – Пример участка ствола с отслоением пород глубиной до 25 см

3. В местах примыкания вертикальной выработки с нижним сопряжением интенсивность локальных участков вывалов существенно возрастает (рис. 2.2.9).



Рисунок 2.2.9 – Участок локального разрушения пород на участке примыкания ствола к буровой камере

4. Состояние пород в своде и стенках примыкающего к стволу сопряжения (буровой камере), пройденной буровзрывным способом, существенно хуже. Устойчивость выработки обеспечивается крепью из анкеров СЗА и армокаркасов (рис. 2.2.10).



Рисунок 2.2.10 – Состояние пород в примыкающем к стволу сопряжении

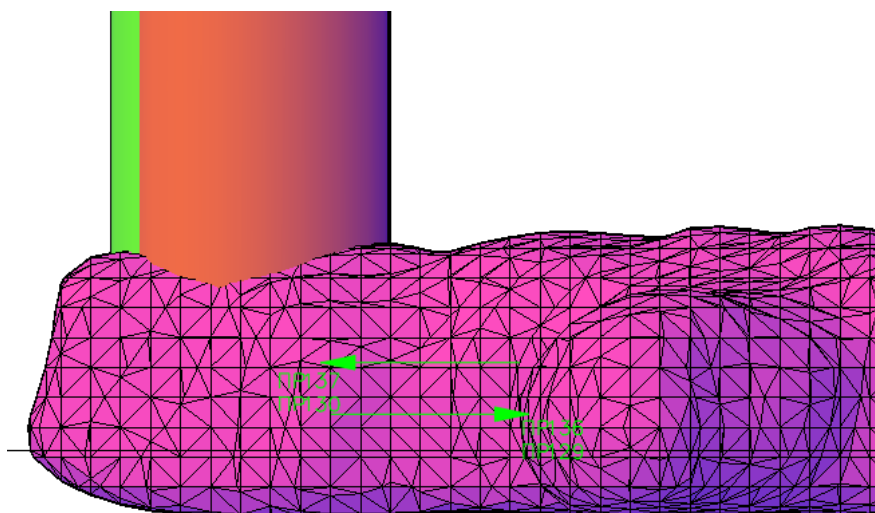
По результатам обработки полученных данных установлено, что в одних и тех же породах (долериты, туфы, породы базальтовой толщи, известняки, доломиты) состояние приконтурных пород вокруг выработок, пройденных бурением, существенно лучше, чем сооруженных буровзрывным способом. Незакрепленные стенки пробуренных выработок находятся в устойчивом состоянии, преимущественно имеют ровную, гладкую поверхность. Напротив, в выработках, пройденном буровзрывным способом, техногенная нарушенность отчетливо выражена. Устойчивость пород обеспечивается установкой анкеров СЗА и армокаркасов (см. рис. 2.29).

В результате проведения георадарных работ была изучена структура верхней части разреза горных пород в примыкающих к стволу буровой камере. Глубина исследования составила около 5-ти метров при применении антенного блока АБ-400 МГц и до 10-ти метров для антенного блока АБ-250 МГц (рис. 2.2.11).

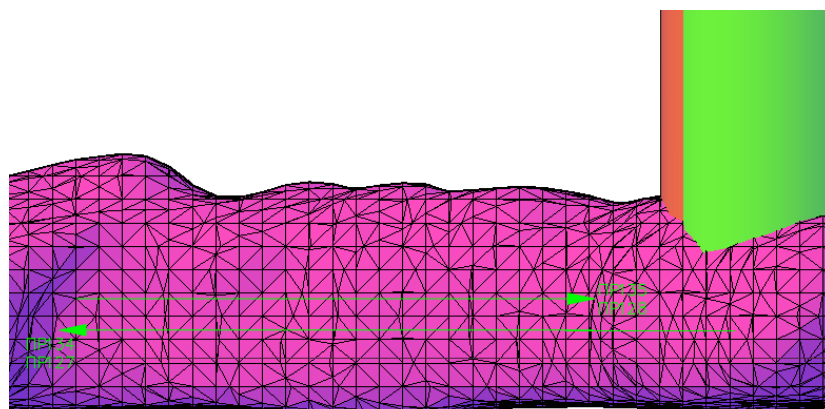


Рисунок 2.2.11 – Рабочий процесс георадарной съемки антенным блоком АБ-400

Схема расположения георадарных профилей на модели сопряжения показана на рис. 2.2.12.



а)



б)

Рисунок 2.2.12 – Схема расположения георадарных профилей:

а); б) профили, пройденные в боках выработки

В программе обработки «АНАЛИЗ-7» реализован алгоритм обнаружения локальных участков, обладающих повышенной отражающей способностью (трещиноватых зон). Пример обработанных данных (антенный блок АБ-250 МГц) приведён на рис. 2.2.13.

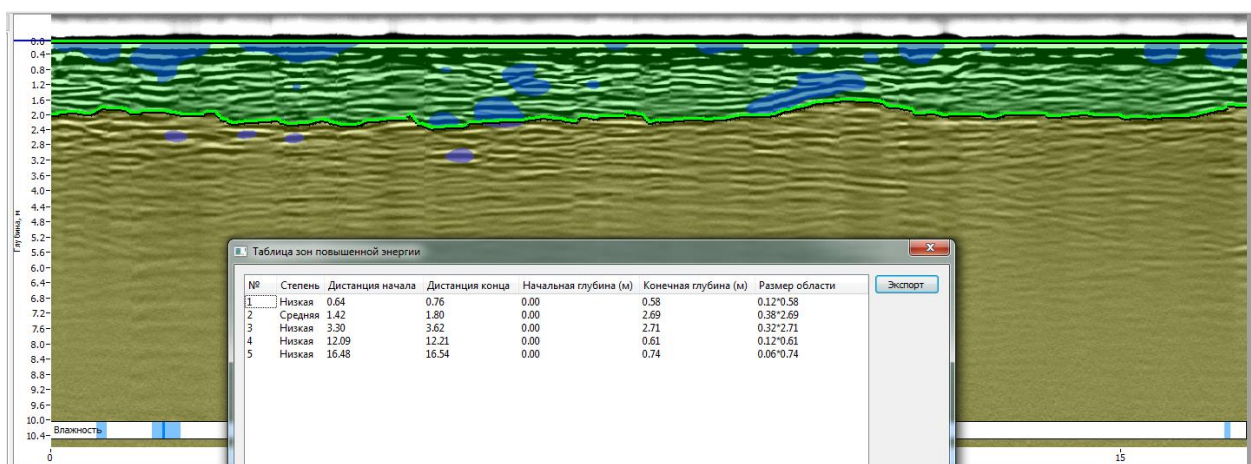


Рисунок 2.2.13 – Пример определения трещиноватых участков в программе «АНАЛИЗ-7» с оценкой их размеров (антенный блок АБ-250 МГц) (наиболее нарушенные зоны выделены синим цветом, общая зона техногенной трещиноватости показана зеленым цветом)

Фрагмент характерной радарограммы по стенке выработки, пройденной буровзрывным способом, полученной антенным блоком АБ-400 МГц, представлен на рис. 2.2.14.

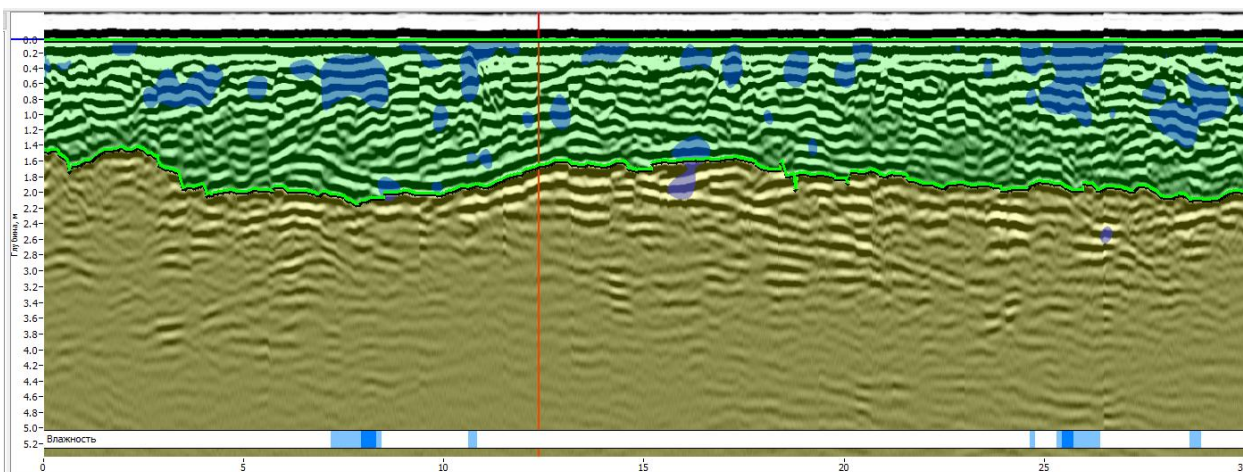


Рисунок 2.2.14 – Пример определения трещиноватых участков в программе «АНАЛИЗ-7» с оценкой их размеров (антенный блок АБ-400 МГц)

По результатам анализа полученных данных установлено, что приконтурный массив в районе нижней камеры горизонта, примыкающей к пробуренному участку ствола, характеризуется средней трещиноватостью, при этом мощность слоя, нарушенного при проходке выработки буровзрывным способом, составляет 1,2 - 2,4 м, на большей глубине породы относительно монолитные.

На участке проходки выработки бурением техногенная зона трещиноватости отсутствует, а незакрепленный ствол в течение трех месяцев находится в устойчивом состоянии, что повреждает возможность применения в данных условиях высокоточных аддитивных технологий крепления.

### **2.3 Теоретические предпосылки оценки устойчивости приконтурных пород при применении аддитивной технологии**

Отличительной особенностью рассматриваемой технологии является бурение передовой скважины с последующим ее расширением до проектных размеров в направлении снизу вверх и возведением крепи после разбуривания выработки на полный диаметр в направлении сверху вниз несколькими слоями по данным предварительного лазерного сканирования стенок ствола.

Реализация описанной последовательности работ требует проведения предварительного прогноза устойчивости пробуренной выработки и определения параметров крепления с использованием адекватных моделей механического состояния массива, а также корректного задания свойств горных пород.

Прогноз устойчивости незакрепленных вертикальных выработок и скважин, пройденных бурением, относится к числу важных и сложных задач теоретической и экспериментальной механики подземных сооружений, решение которой рассматривается в основополагающих трудах отечественных и зарубежных ученых [65-74].

В рамках современной интерпретации развития области неупругих деформаций вокруг выработок принято выделять зоны пониженной прочности, пластического течения, разрушенных пород и упруго-вязких деформаций (зона 4) (рис. 2.3.1) [74].

Применительно к рассматриваемой задаче для оценки возникновения и развития зоны неупругих деформаций наиболее важными влияющими факторами являются:

- компоненты природного поля гравитационных и тектонических напряжений;
- прочностные и деформационные свойства приконтурного массива пород с учетом трещиноватости, а также остаточная прочность горных пород;
- неоднородность инженерно-геологического разреза по протяженности выработки;
- технологические параметры аддитивной технологии.

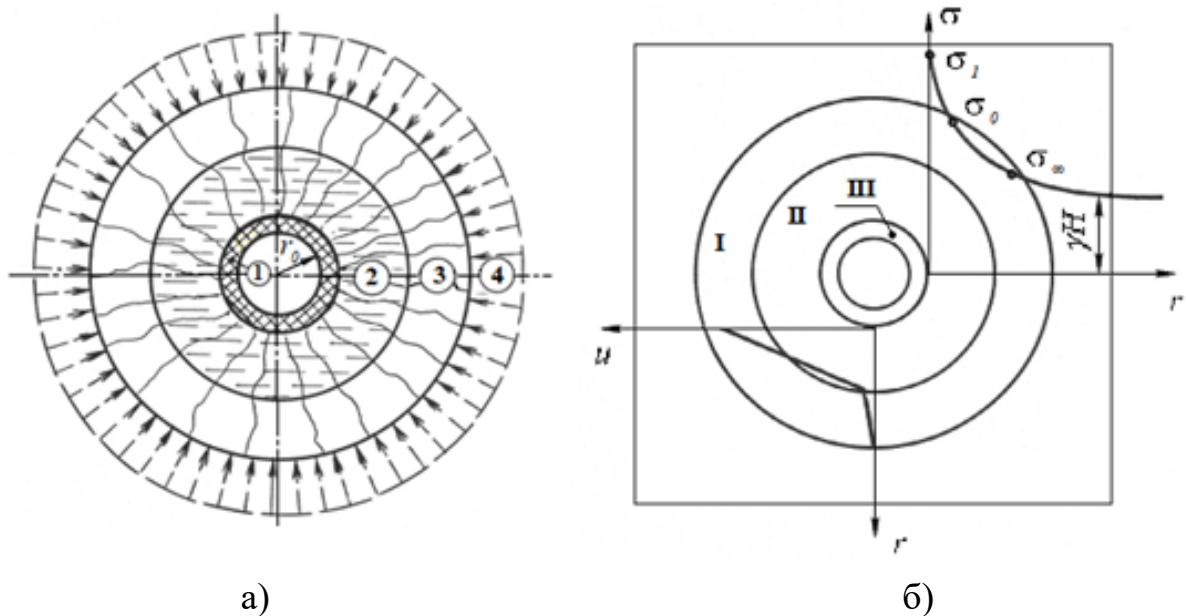


Рисунок 2.3.1 – К механизму и типам деформаций пород вокруг выработок:  
 а) 1 – зона руинного разрушения; 2 – зона пластического разрушения; 3 – зона пониженной прочности; 4 – упруго-вязкая зона;  
 б) I – зона упруго-вязких деформаций; II – зона длительного разрушения пород;  
 III – зона условно-мгновенного разрушения пород

Ряд известных теоретических выражений по определению радиуса зоны неупругих деформаций вокруг выработки круглого поперечного сечения представлены в табл. 2.3.1.

Таблица 2.3.1 – Формулы расчета радиуса зоны неупругих деформаций вокруг выработки

Аналитическое выражение	Величины	Авторы, источники
$r_L = \left( \frac{2}{A+1} \right)^{1/(A+1)} \left[ \frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{\gamma H(A-1)}}{\frac{P}{\gamma H} + \frac{A}{A-1} \frac{\sigma_{сж}}{\gamma H}} \right]$	$\sigma_{сж}, \gamma H, A = 1 \div 4;$ $P$ – отпор крепи.	К.В. Руппенейт [75]
$r_L = \frac{1}{A+1} \left[ \frac{2 - \frac{\sigma_{сж}}{\gamma H} \left( 1 - \frac{A+1}{A-1} \frac{\lambda}{\lambda^{1,7} + 1} \right)}{\frac{P}{\gamma H} + \frac{\sigma_{сж}}{\gamma H} (A-1) \frac{1}{\lambda^{1,7} + 1}} \right]^{1/(A-1)}$	$\sigma_{сж}, \gamma H, \lambda$ – коэф. бокового отпора; $A, P$	В.Т. Глушко, В.В. Виноградов, Б.С. Усатенко [76]
$r_L = \frac{(2\gamma H - \sigma_{сж})^{1/(A-1)}}{(A+1)P}$	$\sigma_{сж}, \gamma H, A, P$	Ю.М. Либерман [77]



Аналитическое выражение	Величины	Авторы, источники
$r_L = \left\{ \frac{3}{P} \left[ \frac{(A-1)\gamma H + \sigma_{сж} M}{A+1} \frac{M}{E} (\rho^{A+\beta_1} - 1) - \frac{(A-1)\gamma H + \sigma_{сж} M}{A+1} \frac{M}{E} + \frac{\sigma_{сж}(1+\beta_1)}{3} (\rho^{A-1} - 1) + \frac{2\gamma H - \sigma_{сж}}{3(A-1)} \right] \right\}^{1/(A-1)}$	$\sigma_{сж}, \gamma H, M$ – модуль спада. $E, \beta_1, \rho, A$	И.В. Баклашов, Б.А. Картозия [66,67]
$r_L = \left\{ \frac{P_L + \frac{\sigma_{сж}^0}{A-1} \left[ 1 - \left( 1 - \frac{\sigma_{ост}}{\sigma_{сж}^0} \right) \left( 1 + \frac{E}{2M} \left( 1 - \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{сж}^0} \right) \right) \right]}{P + \frac{\sigma_{сж}^0}{A-1}} \right\}^{\frac{1}{A-1}}$	$\sigma_{сж}^0, \sigma_{сж}^{ост}$ , $E, M, A,$ $P_L = \frac{2\gamma H - \sigma_{сж}^0}{A-1}$	В.В. Виноградов [78]
$r_L = \exp\left(\frac{\gamma H - P}{\sigma_{сж} K_c} - \frac{1}{2}\right)$	$\sigma_{сж}, \gamma H, P, K_c$ – коэф. структурного ослабления	А.Н. Шашенко, Н.С. Сургай, Л.Я. Парчевский [79]
$r_L = r_{вч} \left[ \frac{\gamma H + Kctg\varphi}{P + Kctg\varphi} (1 - \sin\varphi)^{\frac{1}{\alpha}} \right],$ $\alpha = 2 \sin\varphi (1 - \sin\varphi)^{-1}$	$\gamma H, K$ – сцепление горных пород; $\gamma$ – угол внутреннего трения, $P$	А.Н. Ставрогин А.Г. Протосеня [80]
$r_s^{(0)} = \left[ \frac{(1 - \sin\varphi)(\lambda_1 \gamma H + Cctg\varphi)}{p + Cctg\varphi} \right]^{\frac{1}{\alpha}}$ <p>(изотропный массив)</p> $r_s^{(1)} = \frac{4b\gamma H - C\cos\varphi \left\{ 4 + 2(r_s^{(0)})^{\frac{\alpha}{2}-1} \left[ \left(\frac{\alpha}{2}-1\right)\cos\chi_0 - \frac{\sin\chi_0(3+2\sin\varphi-4\sin^2\varphi)}{t(1-\sin\varphi)} \right] \right\}}{(\lambda_1 \gamma H + Cctg\varphi)\sin\varphi + 2\sin\varphi(p + Cctg\varphi) \frac{1+\sin\varphi}{(1-\sin\varphi)^2} (r_s^{(0)})^{\alpha-1}}$ <p>(анизотропный массив)</p>	$p$ – отпор крепи по контуру выработки; $\alpha = \frac{2\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$ ; $t = \sqrt{3 - \sin^2\varphi}$ ; $\chi_0 = \left( t \cdot \ln \frac{1}{r_s^{(0)}} \right) \frac{1}{1-\sin\varphi}$ ; $\lambda_1 = \frac{1+\lambda}{2}$ ; $b = \frac{1-\lambda}{2\delta}$ .	Н.А. Беляков, П.Э. Вербило, А.В. Алексеев [81]
$R = \sqrt{EUB} / \sigma_{сж} (1-\mu^2)$	$E$ – модуль упругости, кгс/см <sup>2</sup> ; $U$ – смещения, равные половине сближения кровли почвы, см; $B$ – ширина выработки, см; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие кгс/см <sup>2</sup> ; – коэффициент Пуассона	Мамбетов Ш.А., Абдиев А.Р. [82]

Аналитическое выражение	Величины	Авторы, источники
$r_z = r_0 \left[ \frac{2p}{(\mu + 2)q} \right]^{1/\mu} = r_0 \left[ \frac{2p - \sigma_c}{(k_\rho + 1)q} \right]^{1/\mu}$	$k_\rho = (1 + \sin \rho) / (1 - \sin \rho)$ $\mu = 2 \frac{(k_\rho - 1)p + \sigma_c}{2p - \sigma_c}$	Литвинский Г.Г. [83]

Анализ существующих моделей показывает, что при комплексном учете параметров напряженного состояния и свойств массива, в том числе анизотропного, они не позволяют адекватно учесть пространственно-временные факторы технологии производства работ, а также неоднородность инженерно-геологического разреза по протяженности выработки.

Технологические параметры способа проходки стволов бурением комплексно изучены в работах Боршевского С.В. [7, 84,85], Левита В.В. [7], Прокопова А.Ю. [7] и Сильченко Ю.А. [86]. Итогом данных работ стала разработка технологических схем проходки бурения стволов под защитой бурового раствора и с опережающей передовой скважиной малой глубины, однако геомеханические аспекты длительного обеспечения устойчивости выработок с последующим послойным нанесением крепи, также остались не изученными.

На различных этапах работ вокруг выработки может формироваться и увеличиваться в размерах зона запредельного деформирования пород, корректная оценка размеров которой во многом определяет рациональную область применения аддитивной технологии крепления, предусматривающей послойное нанесение бетонной смеси на стенки ствола.

В общем случае зависимость между максимальным размером радиуса зоны запредельных деформаций приконтурных пород  $r_{max}$  и влияющими факторами можно представить в виде:

$$\frac{r_{max}}{r_B} = k_n \cdot \left( a + b \frac{\sigma_{max}}{\sigma_{ci}} \right)^c, \quad (2.3.1)$$

где  $r_B$  – радиус выработки, м;

$k_n$  – коэффициент, учитывающий влияние на размер зоны запредельных деформаций различных негативных факторов (приствольных выработок, неоднородности пород, технологических отклонений и др.);

$a, b, c$  – коэффициенты, зависящие от горнотехнических условий проходки выработок;

$\sigma_{\max}$  – максимальные напряжения в приконтурных породах, МПа;

$\sigma_{ci}$  – предел прочности приконтурных пород рассматриваемого участка на одноосное сжатие, МПа.

В случае, если при бурении передовой скважины вокруг нее формируется зона запредельных деформаций, размер которой превышает радиус основной выработки, максимальный размер радиуса зоны запредельных деформаций может увеличиваться. Также это будет негативно влиять на технологию буровых работ.

Применительно к рассматриваемым горнотехническим условиям наиболее корректное определение параметров НДС может быть осуществлено с помощью модели Хоека-Брауна, которая в настоящее время все чаще применяется в отечественной геомеханике.

Соответствующий критерий является примером нелинейного критерия прочности пород на сдвиг, разработанного трещиноватых скальных грунтов. Критерий разрушения, предложенный Хуком (здесь и далее используется такой вариант прочтения фамилии ученого, в литературе также встречается Хоек, Хоук и др.) и Брауном, формулируется в виде выражения:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a, \quad (2.4.1)$$

где  $\sigma_{ci}$  – прочность пород при одноосном сжатии, МПа;

$\sigma_1, \sigma_3$  – главные напряжения, МПа;

$m_b, s, a$  – эмпирические коэффициенты для определения момента разрушения породы [87].

Среднее главное напряжение при этом игнорируется, что роднит данную модель с теорией прочности пород Мора-Кулона.

В пространстве главных напряжений модель Хука-Брауна имеет форму искривленной шестигранной пирамиды ориентированной вдоль гидростатической оси, а ее форма в девиаторной плоскости представляет собой шестиугольник со скругленными углами. Вершины этого шестиугольника образованы точками пересечения криволинейных граней, что создает численные трудности при решении. Для решения данной проблемы в Midas FEA NX данные углы рассматриваются как скругленные благодаря использованию модифицированного критерия Хука-Брауна, предложенного Вэном [88].

Следует также отметить, что проблема сложности нахождения приемлемых значений эквивалентного угла внутреннего трения, как и сцепления для скальных грунтов, решена в обобщенной модели Хука-Брауна путем увязки коэффициентов с результатами геологических изысканий на основе существующих схем классификации горных пород (Rock Mass Rating) [89].

Основные расчетные зависимости и поверхность разрушения Хюка-Брауна в пространстве главных напряжений приведены на рис. 2.4.1.

Нелинейный обобщённый критерий Хука-Брауна имеет вид:

$$f_{HB} = (\sigma_1 - \sigma_3) - \sigma_{ci} \left( \frac{m_b}{\sigma_{ci}} \sigma_1 + s \right)^a \quad (2.4.2)$$

Здесь параметры  $m_b$ ,  $s$ ,  $a$  могут быть выражены через геологический индекс прочности (GSI) и коэффициент нарушенности (D) пород.

В разделе 2.2 диссертации показано, что коэффициент нарушенности приконтурных пород вокруг пробуренной выработки  $D$  для модели Хука-Брауна в рассматриваемых условиях может быть принят равным  $D = 0$ . В этом случае параметры модели  $m_b$ ,  $s$  и  $a$  могут быть выражены только через геологический индекс прочности GSI пород:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28}\right) ; s = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{9}\right) ; a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (2.4.3)$$

Поверхность разрушения по модели Хука-Брауна приведена на рис. 2.4.1.

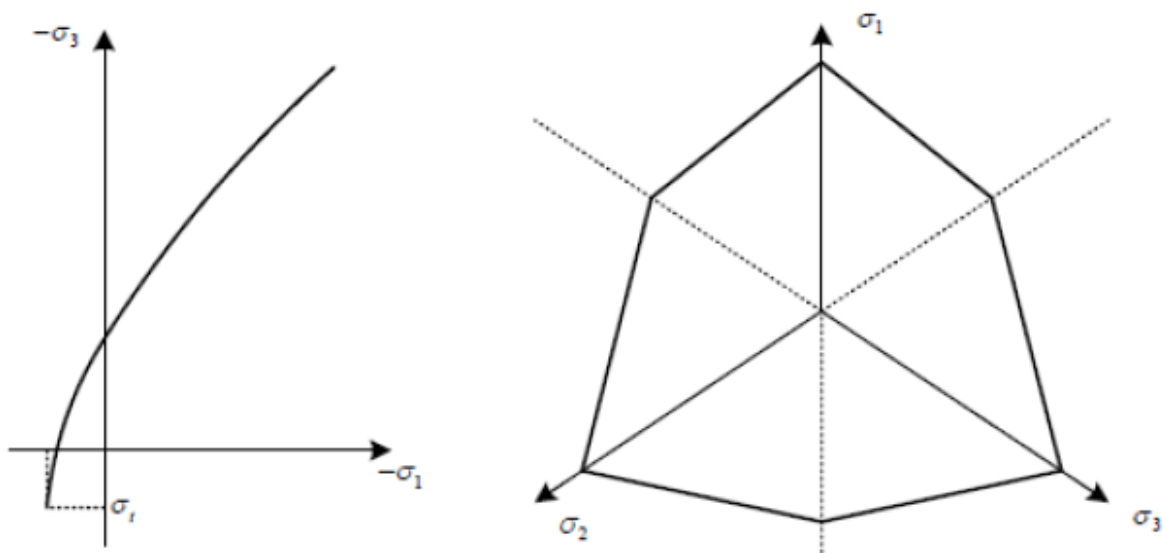


Рисунок 2.4.1 – Поверхность разрушения по модели Хука-Брауна

Для описания поведения материалов крепи принята упругая модель, при этом при анализе НДС учитываются максимальные напряжения и сжатия и растяжения, возникающие по осям  $x, y$  и  $z$  конечно-элементной модели.

Задание граничных условий, начальных полей напряжений выполнено по стандартному алгоритму [90]. Нижняя и боковые грани моделей призматической формы имели ограничения перемещений по нормали к ним во внешние стороны (имитация окружающего полубесконечного массива пород), а внешние размеры модели определены с учетом исключения негативного влияния граничных условий на результаты расчета в породах приконтурной зоны вертикальной выработки (размер стороны горизонтального сечения модели составляет более 10 диаметров выработки). Контактные условия для слоев пород приняты для расчетного случая полного сцепления, а негативное влияние возможных зон дробления пород учитывалось пропорциональным снижением физико-механических характеристик соответствующих слоев математической модели [91].

## 2.4 Обоснование параметров математической модели

Для более комплексного качественного и количественного анализа размеров зон запредельных деформаций приконтурных пород и оценки устойчивости пробуренных выработок разработаны пространственные компьютерные модели. Использован специализированный программный комплекс Midas FEA NX, реализующий метод конечных элементов.

На начальном этапе расчетов (нулевая стадия) задача решалась в полных напряжениях, как при учете только гравитационного поля напряжений, так и при дополнительном учете тектонических воздействий в виде соответствующих горизонтальных компонент.

Для учета описанной технологии работ при моделировании разработан и реализован план стадийного расчета. На начальной стадии рассматривается ненарушенный проходкой породный массив в заданном поле напряжений при дополнительном учете собственного веса пород.

После расчета начальной стадии реализованные вертикальные перемещения узлов модели обнуляются и далее моделируется поэтапный процесс строительства вертикальной выработки:

- бурение передовой скважины;
- разбуривание скважины снизу вверх на проектный диаметр;
- крепление выработки сверху вниз отдельными слоями.

Последний шаг позволяет сформировать модель с пройденным и закреплённым участком вертикальной выработки заданной протяженности. Общий план стадийного расчета приведен в табл. 2.4.1.

Пример пространственной конечно-элементной модели вертикальной горной выработки, сооружаемой между двух горизонтов в породном массиве, представленном слоями различной мощности пологого залегания, приведен на рис. 2.4.2.

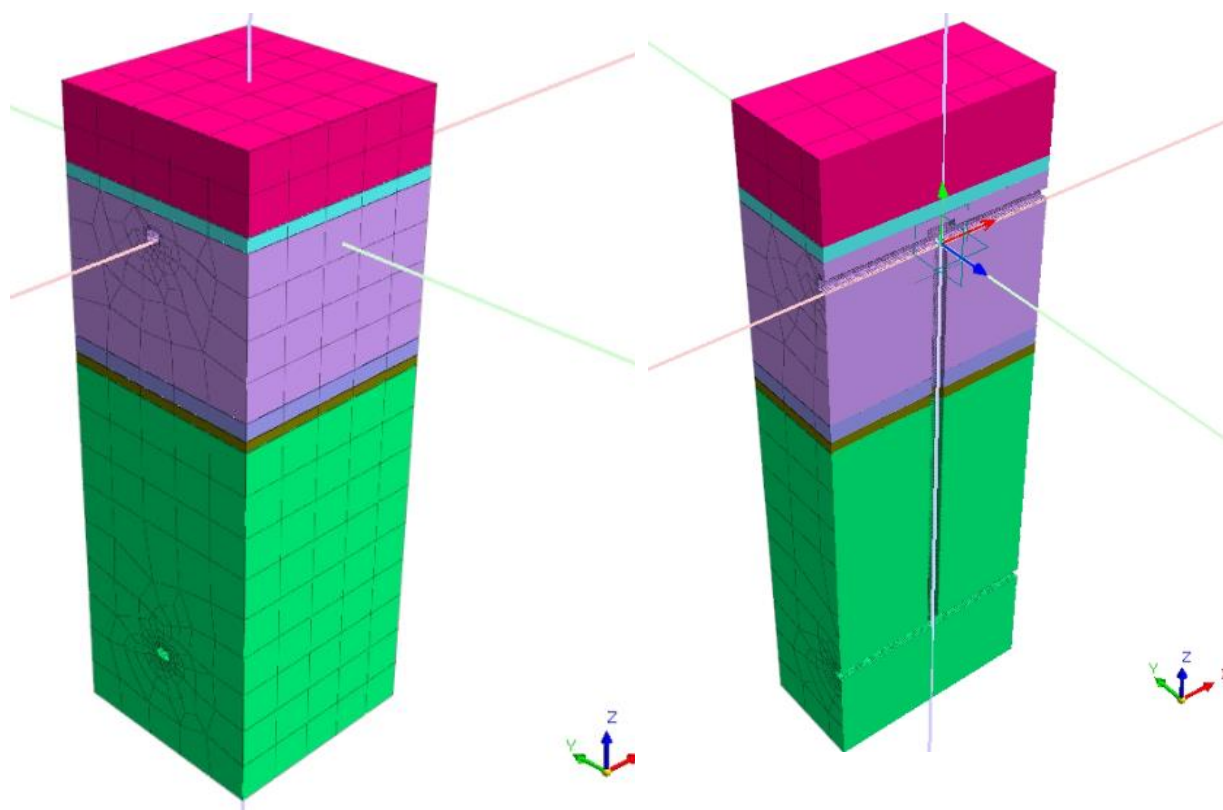


Рисунок 2.4.2 –Пространственная конечно-элементная модель:

а) общий вид; б) разрез по оси вертикальной выработки

Результаты калибровочных расчетов модели для начальной стадии (в нетронутом массиве пород) в виде изополей главных напряжений приведены на рис. 2.4.3.

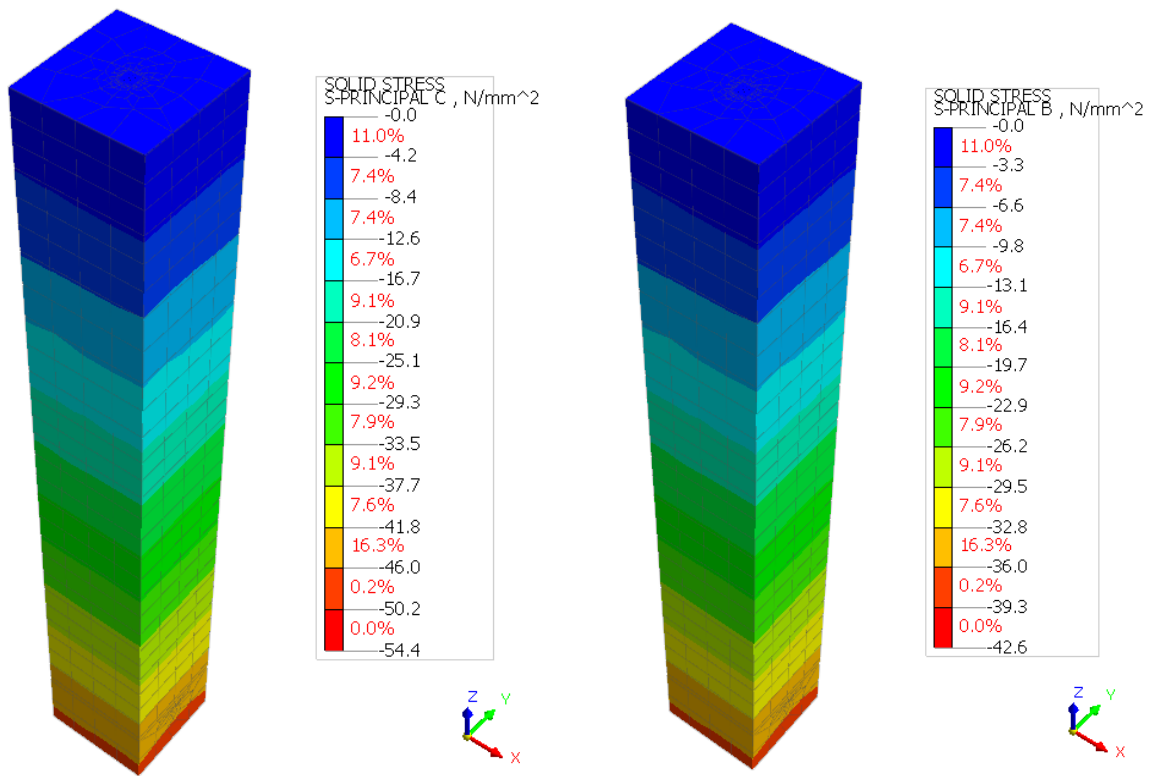
В программном комплексе Midas FEA NX сжимающие напряжения имеют знак «минус», а растягивающие напряжения приняты положительными. Решение получено для расчетного случая сооружения выработки в породном массиве, в котором действуют гравитационные и тектонические напряжения, величины которых увеличиваются с глубиной. Соответствующие графики приведены на рис. 2.4.4.

Таблица 2.4.1 – План стадийного расчета

Элемент модели	Ст. 0	Ст. 1	Ст. 2	Ст. 3	Ст. 4	Ст. 5	Ст. 6	Ст. 7	Ст. 8...	Ст. 16
Околоствольные породы	Вкл									
Ограничения перемещений внешних граней	Вкл									
Гравитационное давление и собственный вес	Вкл									
Тектоническое поле напряжений	Вкл									
Бурение передовой скважины	Выкл	Вкл								
Разбуривание скважины снизу вверх на проектный диаметр	Вкл		Выкл 1	Выкл 2	Выкл 3	Выкл 4	Выкл 5	Выкл 6...	Выкл 15	
Возведение крепи сверху вниз отдельными слоями	Выкл			Вкл 1	Вкл 2	Вкл 3	Вкл 4	Вкл 5...	Вкл 14	Вкл 15

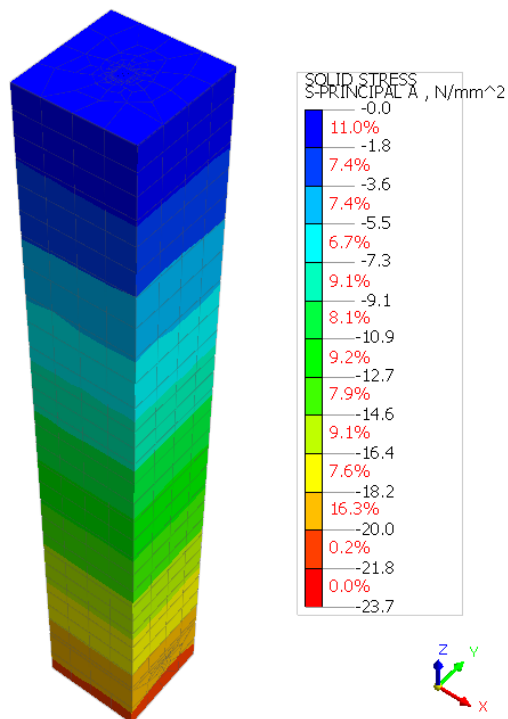
Примечание. В таблицы обозначены: Ст. 1 – расчетная стадия, число показывает порядковый номер проходческой заходки за один цикл; Вкл – включаемые в расчет группы конечных элементов, Выкл – выключаемые из расчета группы.





a)

б)



в)

Рисунок 2.4.3 – Конечно-элементная модель ствола с изополями главных напряжений: а)  $\sigma_1$ ; б)  $\sigma_2$ ; в)  $\sigma_3$  (сжимающие напряжения имеют отрицательный знак)

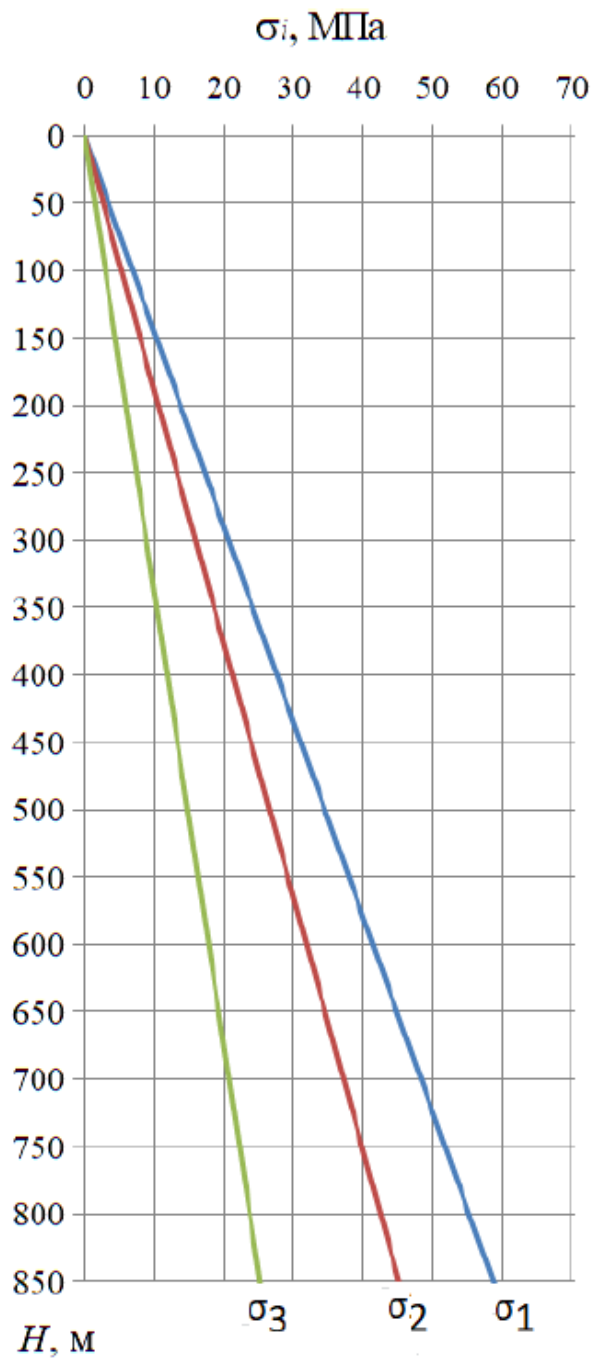


Рисунок 2.4.4 – Графики изменения напряжений в массиве пород

В качестве примера решения второй калибровочной задачи приведены результаты расчета напряжений в крепи вертикальной выработки в гравитационном поле напряжений (рис. 2.4.5).

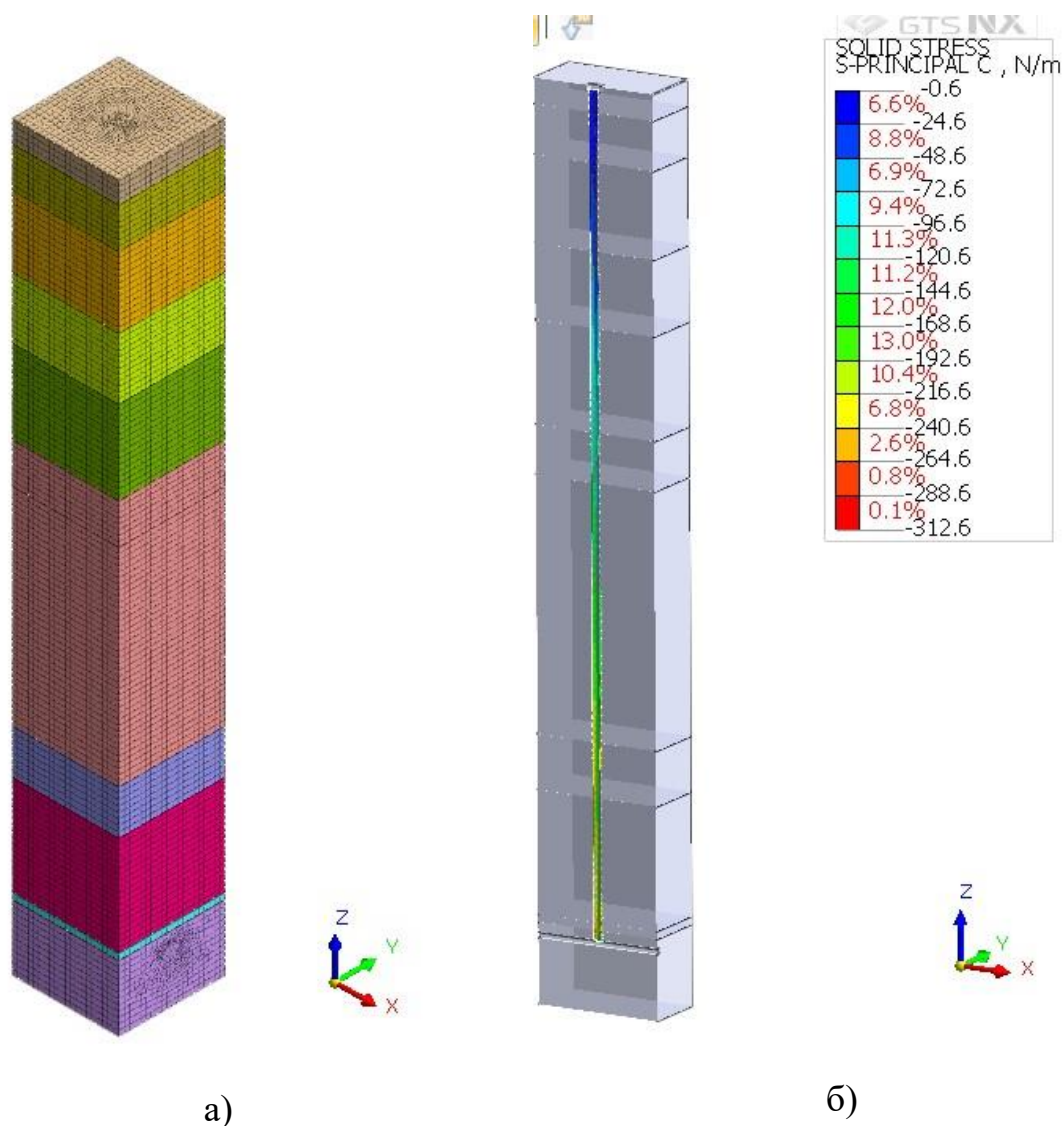


Рисунок 2.4.5 – Графики изменения напряжений в массиве пород:  
 а) исходная модель; б) изополя главных напряжений  $\sigma_1$  в крепи выработки

В целом, разработанная математическая модель и предложенная последовательность проведения расчетов позволяют комплексно учесть и увязать геомеханические и технологические влияющие факторы, оказывающие влияние на эффективности реализации аддитивной технологии и тем самым обеспечить достижение поставленной цели и задач диссертационного исследования.

## Выводы по главе 2

1. Устойчивость сооружаемой вертикальной выработки в конкретном интервале глубин залегания во многом определяется интенсивностью трещиноватости горных пород, связь между которой и категорией устойчивости пород реализуется через показатель состояния пород RQD. Статистический анализ результатов стволового кернового бурения и лабораторных исследований, выполненных для месторождений НПП и Урала позволил установить, что по показателю состояния керна RQD в разрезе скважины зоны дробления и весьма слабые нарушенные породы составляют в сумме не более 11 % от мощности разрезов (рис. 2.1.1), при этом большинство зон дробления имеют мощность менее 0,5 м (58%) и мощность 0,5 - 1,2 м (28%).

2. Сравнительные шахтные исследования выработок рудников Урала, пройденных бурением и буровзрывным способом в аналогичных условиях, которые включали сравнительные визуальные обследования и геофизические работы. В одних и тех же породах (долериты, туфы, породы базальтовой толщи, известняки, доломиты) состояние приконтурных пород вокруг выработок, пройденных бурением, существенно лучше, чем сооруженных буровзрывным способом. Незакрепленные стенки пробуренных выработок находятся в устойчивом состоянии, преимущественно имеют ровную, гладкую поверхность. Напротив, в примыкающем сопряжении, пройденном буровзрывным способом, техногенная нарушенность отчетливо выражена. Данный вывод подтверждается результатами георадиолокационных работ, которые показали, что мощность слоя, нарушенного при проходке выработки буровзрывным способом, изменяется в интервале 1,2 - 2,4 м.

3. Отличительной особенностью рассматриваемой технологии является бурение передовой скважины с последующим ее расширением до проектных размеров в направлении сверху вниз и возведением крепи после разбуривания выработки на полный диаметр в направлении снизу вверх по данным предварительного лазерного сканирования стенок ствола. На различных этапах работ вокруг выработки может формироваться и увеличиваться в размерах

зона запредельного деформирования пород, корректная оценка размеров которой во многом определяет рациональную область применения аддитивной технологии крепления, предусматривающей послойное нанесение бетонной смеси на стенки ствола. В случае, если при бурении передовой скважины вокруг нее формируется зона запредельных деформаций, размер которой превышает радиус основной выработки, максимальный размер радиуса зоны запредельных деформаций может увеличиваться.

4. Для более комплексного качественного и количественного анализа размеров зон запредельных деформаций приконтурных пород и оценки устойчивости пробуренных выработок разработаны пространственные компьютерные модели. Использован специализированный программный комплекс Midas FEA NX, реализующий метод конечных элементов. Выполнены калибровочные расчеты модели для начальной стадии (в нетронутом массиве пород).

### **3. ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ИЗМЕНЕНИЯ НДС И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПРИМЕНЕНИИ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ**

#### **3.1 Общие положения**

В соответствии с рассмотренными теоретическими предпосылками на следующем этапе исследований выполнена серия вычислительных экспериментов по оценке изменения НДС и устойчивости приконтурного массива пород и крепи вертикальных выработок, сооружаемых с применением аддитивной технологии, в различных горно-геологических условиях.

Последовательно рассмотрены основные стадии реализации аддитивной технологии: бурение передовой скважины; разбуривание скважины снизу вверх на проектный диаметр, крепление выработки сверху вниз отдельными слоями. Исследовано влияние основных геомеханических факторов: параметров начального поля напряжений, структурной неоднородности пород, влияния приствольных выработок и др.

Начальный прогноз выполнялся для осесимметричной задачи применительно к обычному протяженному участку вертикальной выработки, пройденному в высокомодульных скальных породах, склонных к хрупкому деформированию. Пример деформационных характеристики пород, определенных для модели Хоека-Брауна, приведен в табл. 3.2.1.

Далее задача решалась в нервнокомпонентном поле горизонтальных тектонических напряжений. При проведении расчетов варьировались геометрические параметры вертикальных выработок и глубина их заложения, прочностные и деформационные характеристики пород, значения компонент начального поля напряжений.

Полученные результаты легли в основу разработки методики оценки устойчивости и определения параметров крепления вертикальных выработок в различных условиях.

Таблица 3.2.1 – Фактические деформационные характеристики нарушенных пород

№	Тип пород	GSI	$m_i$	RQD, %	Модуль деформации трещиноватых пород $E_m$ , МПа
1	Кора выветривания базальтов	25	17	50	9510,4
2	Базальтовая толща	40	17	60	14594,9
3	Туф базальтового состава	30	15	50	10756,8
4	Базальтовая толща	30	17	50	11269,3
5	Туф базальтового состава	50	15	60	10146,5
6	Базальтовая толща	40	17	65	17506,2
7	Туф базальтового состава	50	15	70	21987,9
8	Базальтовая толща	60	17	70	25532,1
9	Долерит	60	19	75	26441,9
10	Базальтовая толща	40	17	65	17929,2

### 3.2 Анализ напряженно-деформированного состояния приконтурного массива пород на стадии бурения передовой скважины

На первой стадии строительства выработки производится бурение передовой скважины. При проведении расчетов стандартный диаметр скважины принят равным 350 мм. На рис. 3.2.1 приведена расчетная эпюра максимальных радиальных смещений пород массива в интервале глубин 0 - 650 м, реализованных после бурения передовой скважины.

Установлено, что бурение опережающей скважины приводит к некоторой разгрузке пород приконтурного массива. Интенсивность данного процесса зависит от диаметра передовой скважины, значений начальных напряжений в породном массиве и характеристик пород.

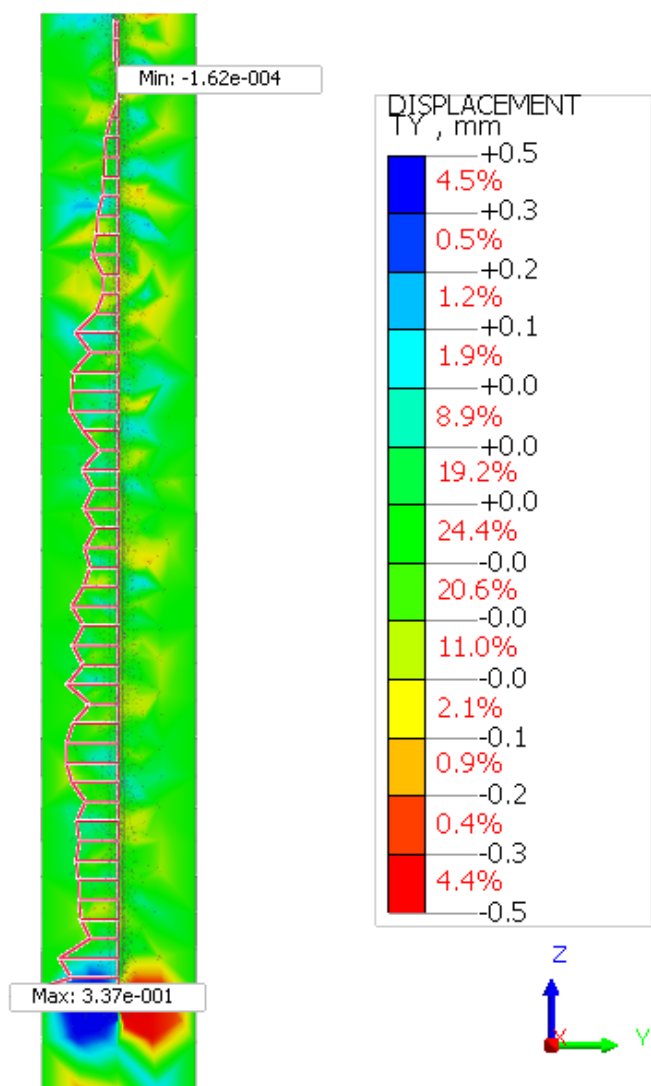
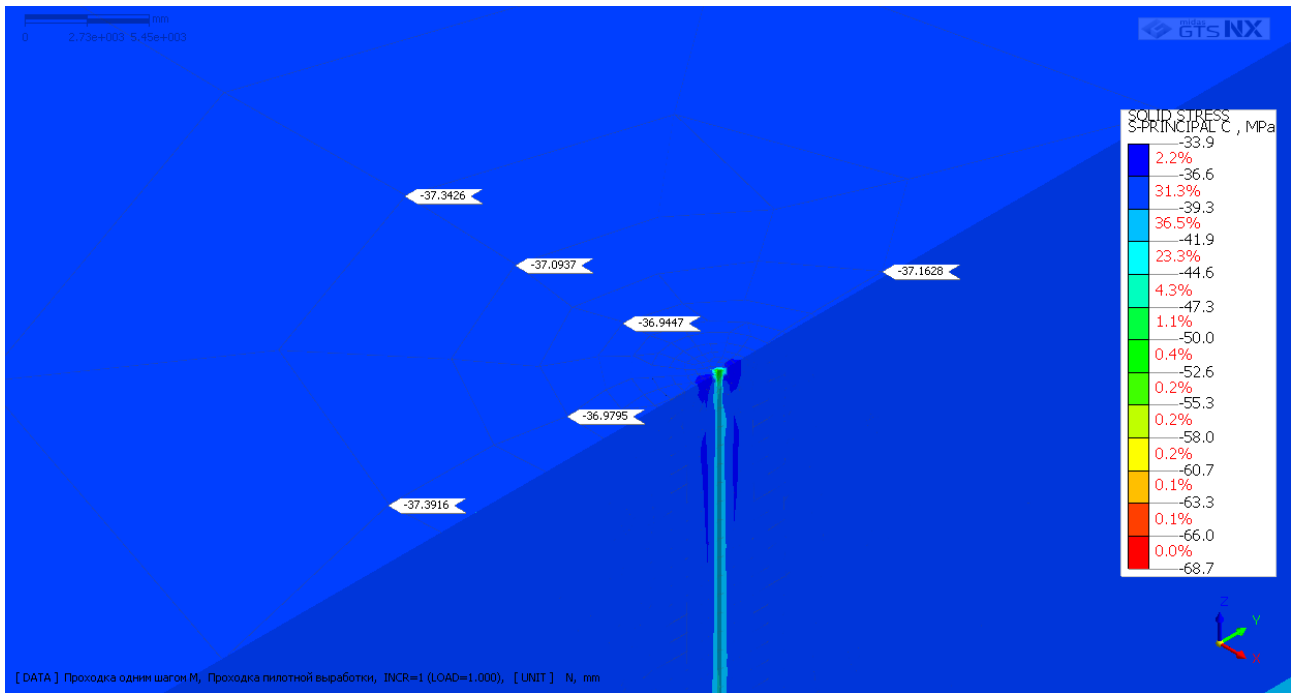


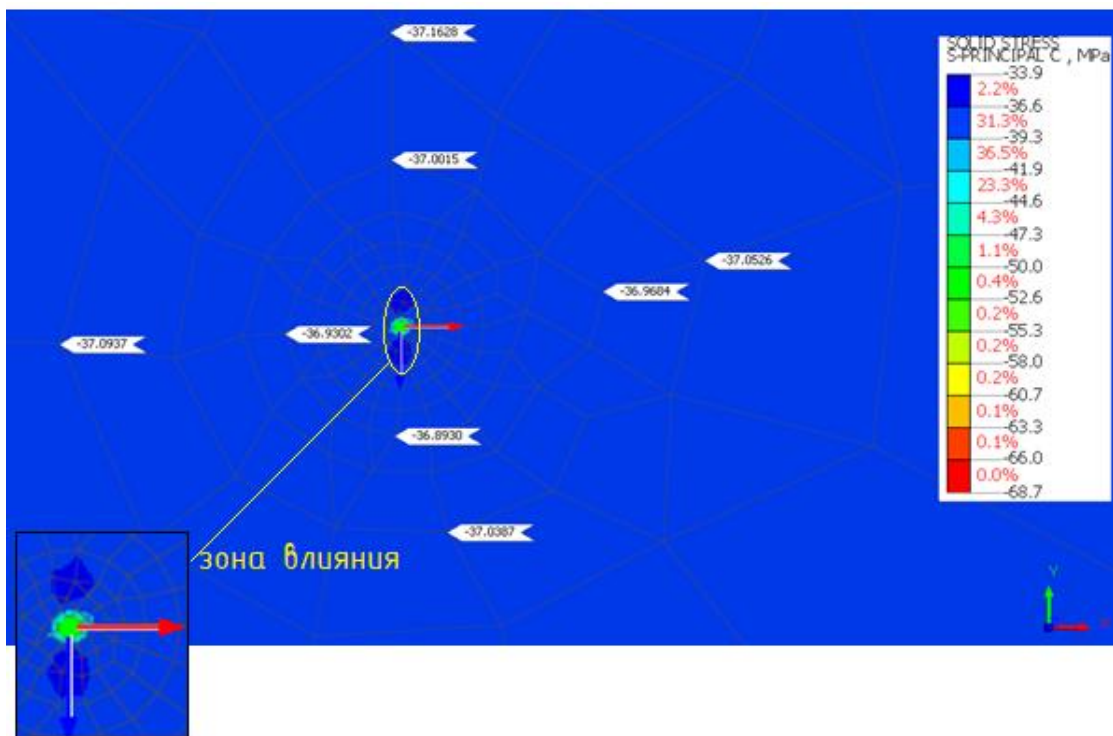
Рисунок 3.2.1 – Расчетная эпюра максимальных радиальных смещений пород массива на контуре опережающей скважины

В случае рассмотрения строительства выработки в неравнокомпонентном поле горизонтальных тектонических напряжений формируется соответствующая асимметричная зона влияния передовой скважины, что наглядно демонстрирует полученная картина изополей напряжений (рис. 3.2.2).





а)



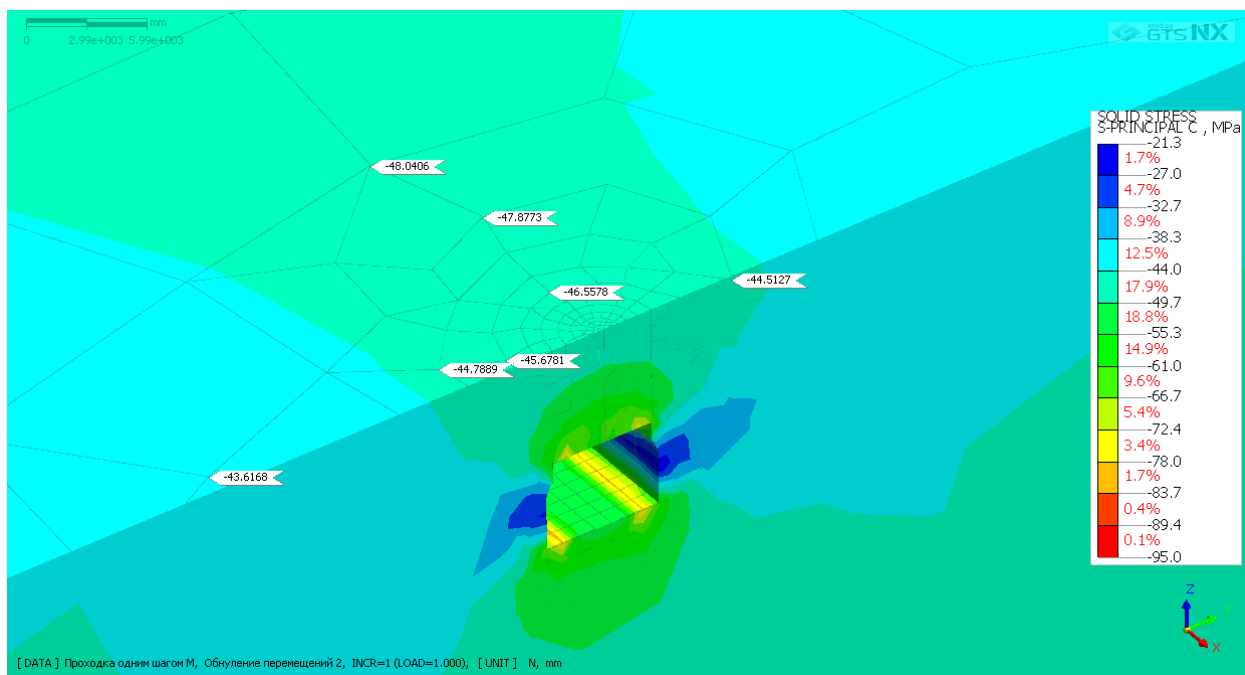
б)

Рисунок 3.2.2 – Изополя главных напряжений в приконтурном массиве после бурения передовой скважины

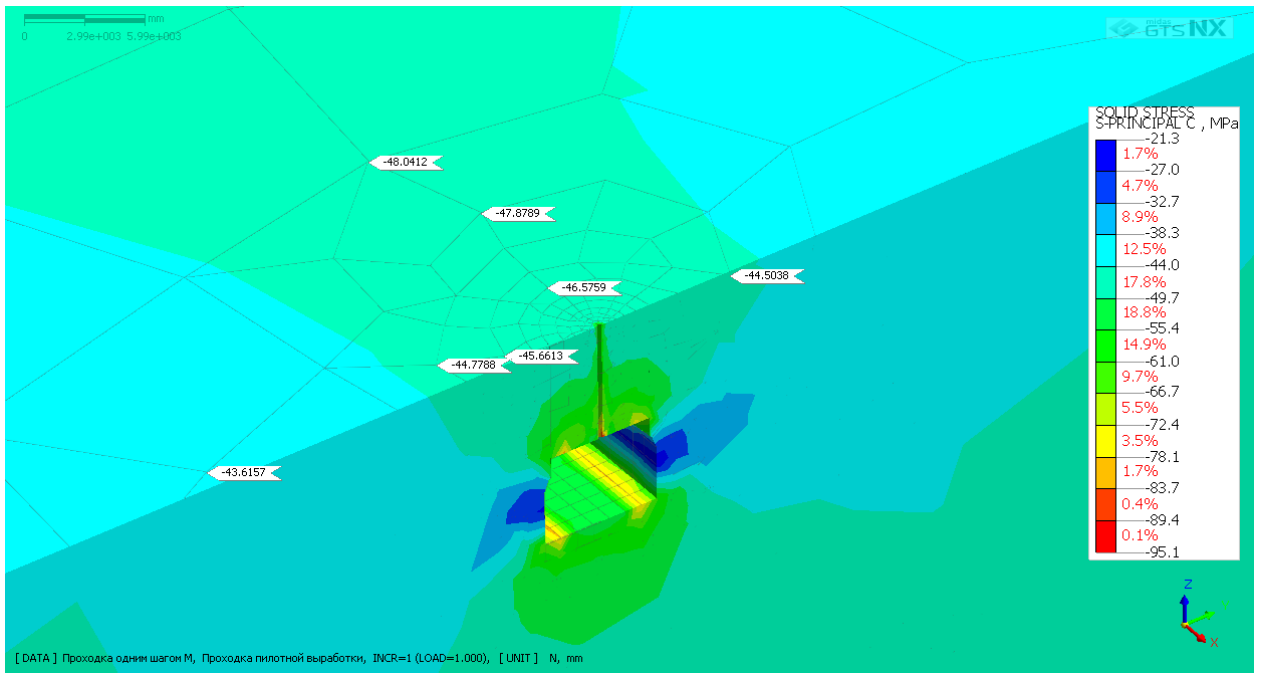
На основе обработки данных установлено, что общий размер зоны влияния не превышает  $5 R_{п.с}$  (радиусов передовой скважины). Таким образом, для

полного исключения негативного влияния бурения передовой скважины на устойчивость пород на конуре основной выработки соотношение радиусов целесообразно принимать равным  $R_0/R_{пс} \geq 5$ , где  $R_0$  – радиус основной выработки, а  $R_{пс}$  – радиус скважины. В этом случае учет влияния передовой скважины при оценке устойчивости выработки и обосновании параметров крепи допускается не производить. Этот вывод подтверждается и проведенным сравнительным моделированием на участке примыкания вертикальной выработки к сопряжению нижнего горизонта (рис. 3.2.3). Интенсивность напряжений в приконтурных породах после разбуривания выработки на полный диаметр при соотношении  $R_0/R_{пс} \geq 5$  при наличии и отсутствии ранее пробуренной скважины является одинаковой.

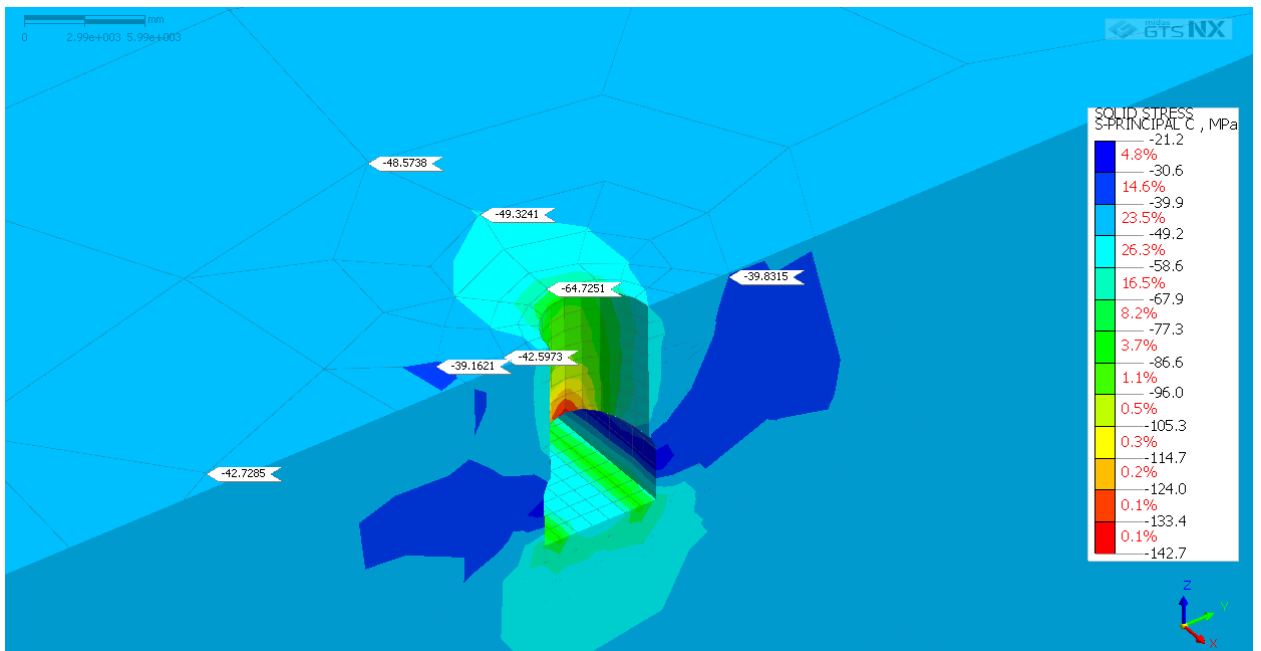
Учитывая, что диаметр передовой скважины при применении известных буровых установок не превышает 400 мм, радиус основной выработки для соблюдения сформулированного критерия должен быть более 1,0 м, что охватывает весь диапазон типовых сечений вентиляционных выработок, рудоспусков, а также шахтных стволов.



a)



б)



в)

Рисунок 3.2.3 – Изополя главных напряжений  $\sigma_1$  в приконтурных породах в районе сопряжения вертикальной выработки:

- а) до бурения передовой скважины б) после бурения передовой скважины;
- в) после разбуривания выработки на проектный диаметр

### 3.3 Анализ напряженно-деформированного состояния приконтурного массива пород на стадии разбуривания выработки на полное сечение

Разбуривание передовой скважины на полное сечение выработки в направлении снизу вверх приводит к дальнейшему перераспределению напряжений в породах приконтурного массива и развитию процесса их разгрузки.

В качестве примера на рис. 3.3.1 приведена расчетная эпюра максимальных радиальных смещений пород массива, реализовавшихся после расширения выработки до проектного диаметра 6,0 м.

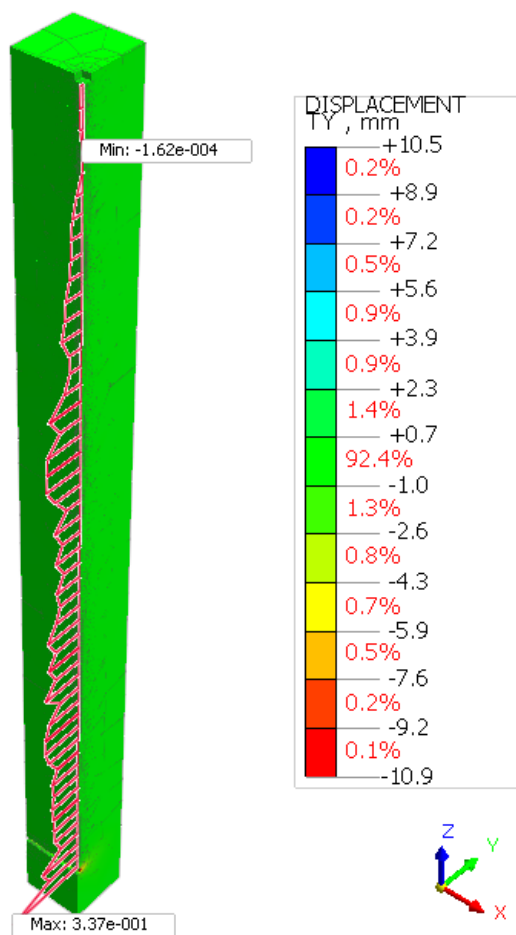


Рисунок 3.3.1 – Расчетная эпюра радиальных смещений приконтурных пород, реализовавшихся после разбуривания выработки на проектный диаметр 6,0 м

В гравитационном поле напряжений интенсивность изменения НДС определяется глубиной заложения выработки. В качестве примера на рис. 3.3.2 приведена картина распределения главных напряжений  $\sigma_1$  при глубине заложения (верхней относительной отметке) 450 м (рис. 3.3.2.а) и 850 м (рис. 3.3.2.б) в окрестности пробуренной на полное сечение вертикальной выработки протяженностью 300 м.

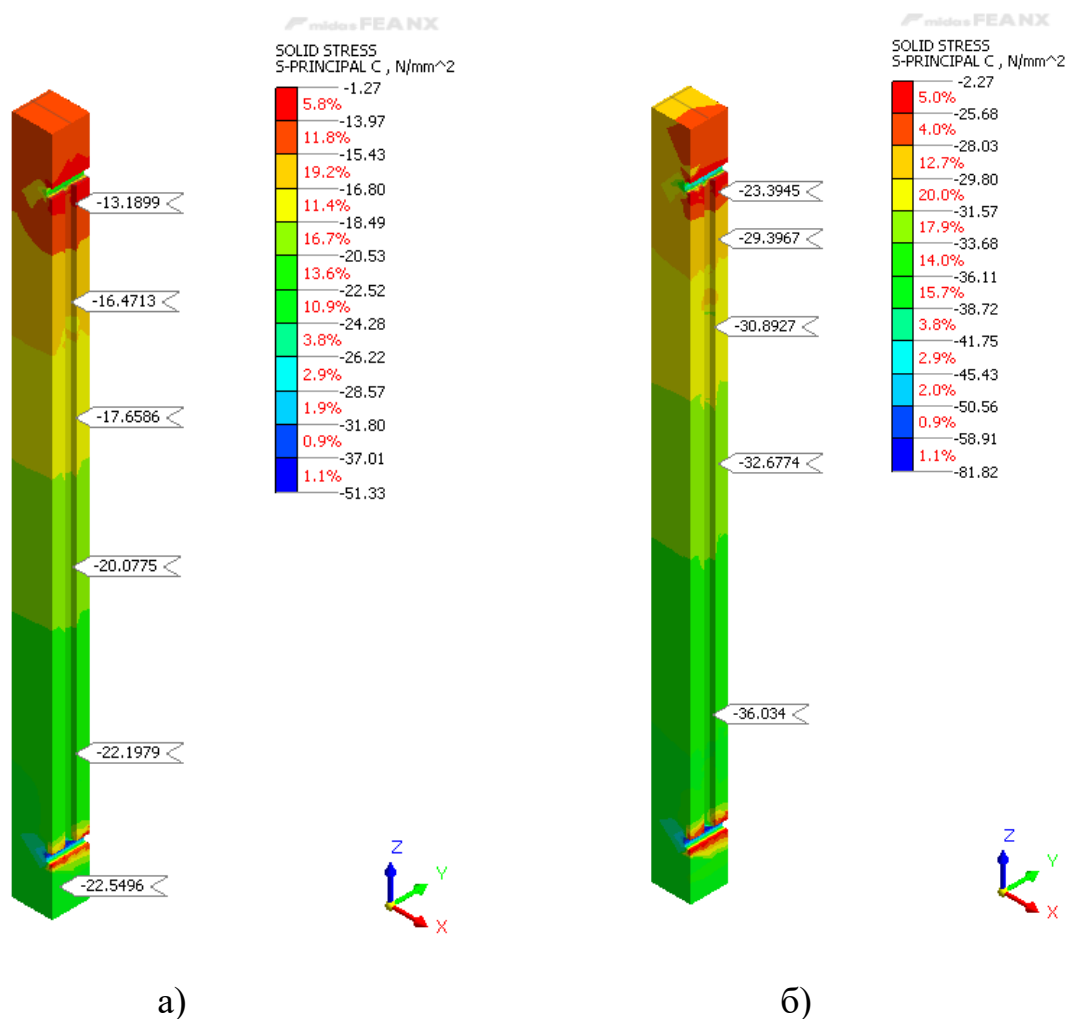
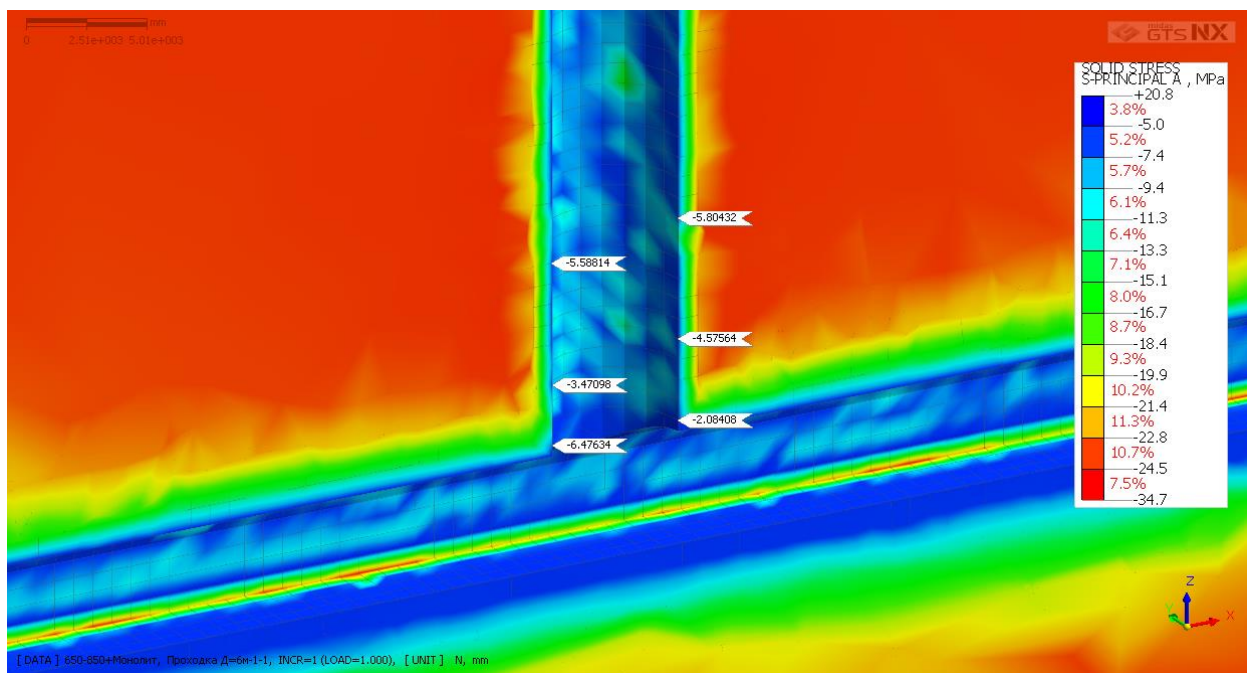


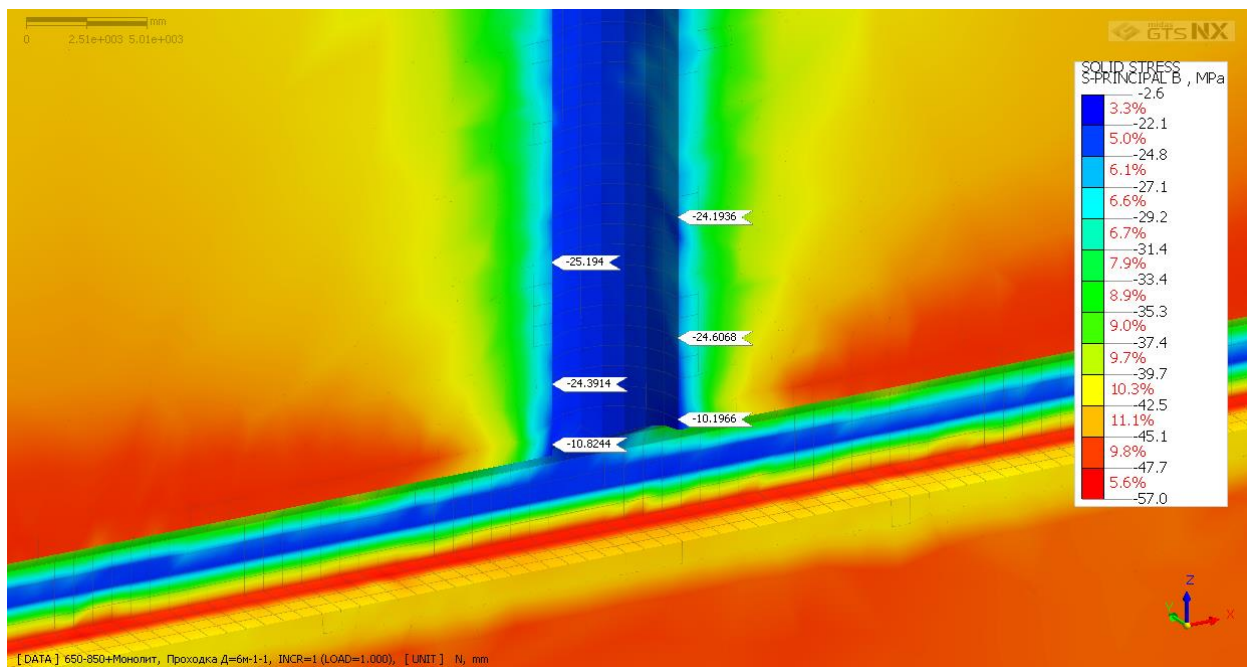
Рисунок 3.3.2 – Изополя главных напряжений  $\sigma_1$  в окрестности пробуренной на полный диаметр вертикальной выработки

Макимальные концентрации напряжений в приконтурных породах при этом возникают в районах сопряжений, что требует отдельного рассмотрения. В качестве примера на рис. 3.3.3 приведен пример оценки НДС и устойчивости приконтурных пород в районе сопряжения на глубине 850 м в тектоническом поле напряжений при соотношении компонентов поля напряжений  $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3$

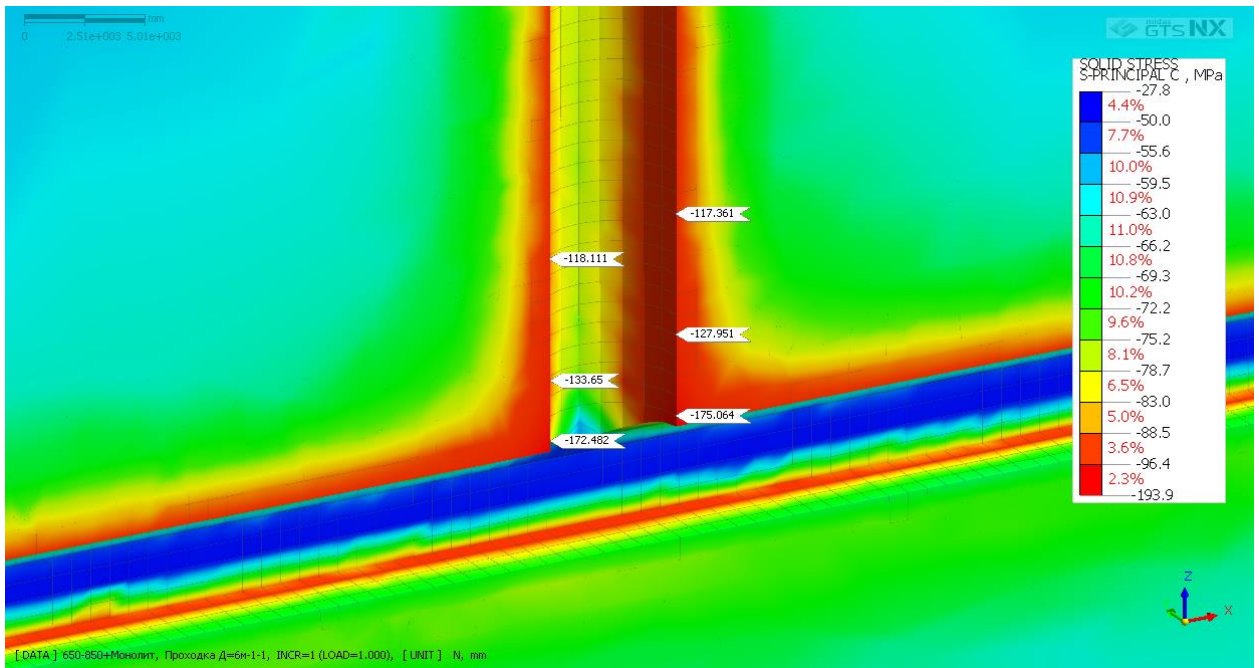
$= 1 : 0,8 : 0,4$ , где  $\sigma_1, \sigma_2$  - горизонтальные напряжения,  $\sigma_3$  - вертикальная гравитационная компонента.



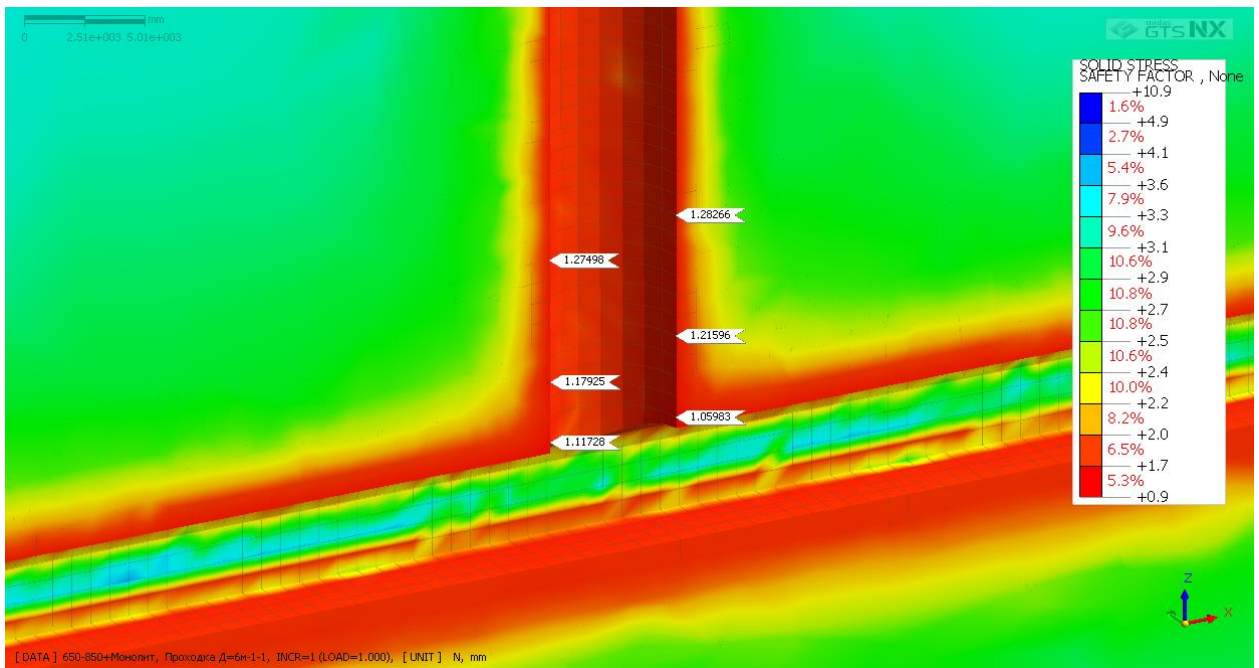
a)



б)



в)



г)

Рисунок 3.3.3 – Результаты оценки устойчивости пород приконтурного массива в районе сопряжения:

- а) изополя и значения главных напряжений  $\sigma_3$ ; б) тоже для напряжений  $\sigma_2$ ; в) тоже для напряжений  $\sigma_1$ ; г) изополя и значения коэффициента устойчивости приконтурных пород

Величины максимальных напряжений в приконтурных породах в районе сопряжений в 1,7 - 2 раза выше чем на примыкающих к ним протяженных участках ствола.

Еще одним фактором, негативно влияющим на устойчивость приконтурных пород вокруг пробуренной вертикальной выработки, является наличие участков ослабленных пород и зон дробления. Пример изополей горизонтальных смещений с наличием такой зоны приведен на рис. 3.3.4.

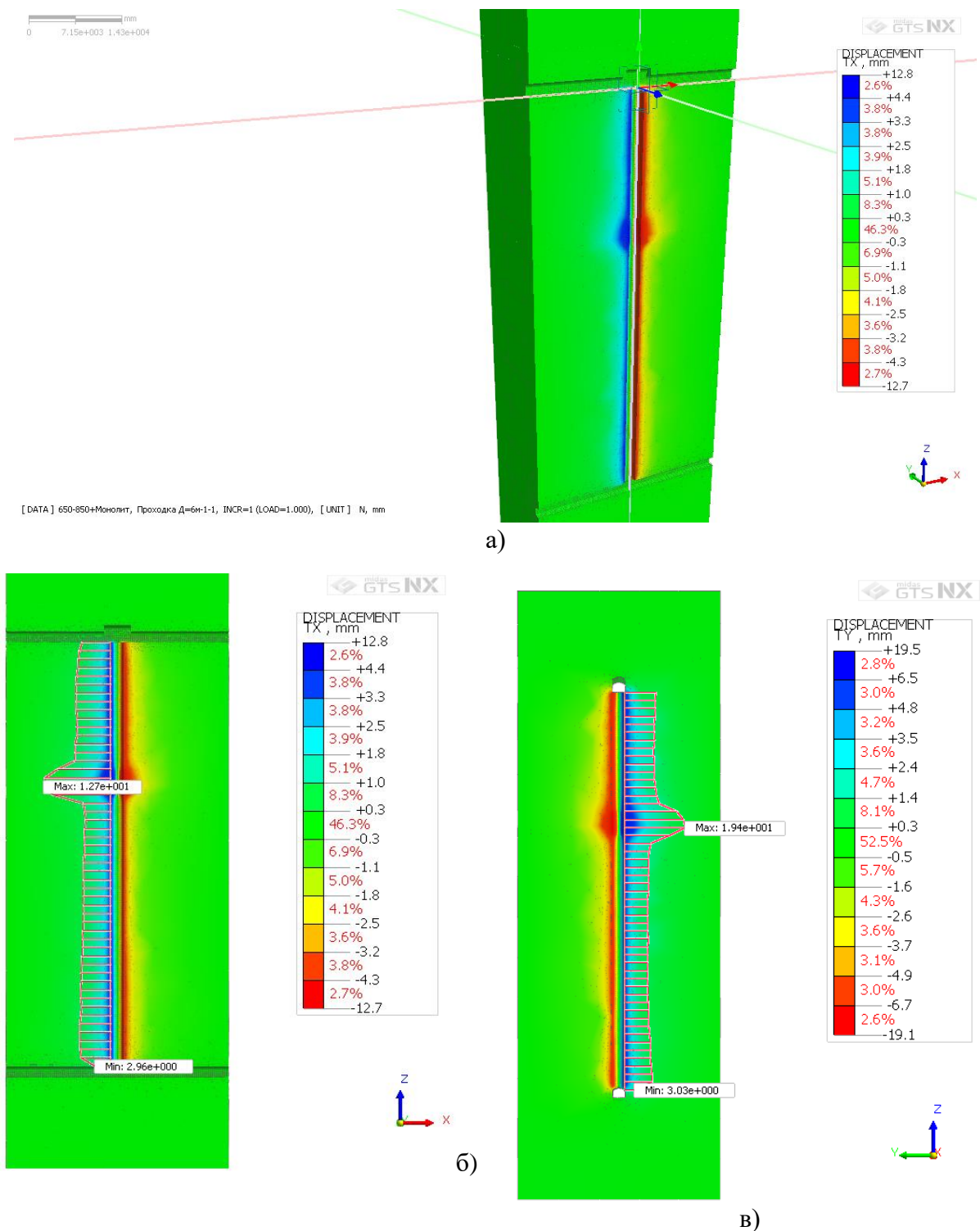


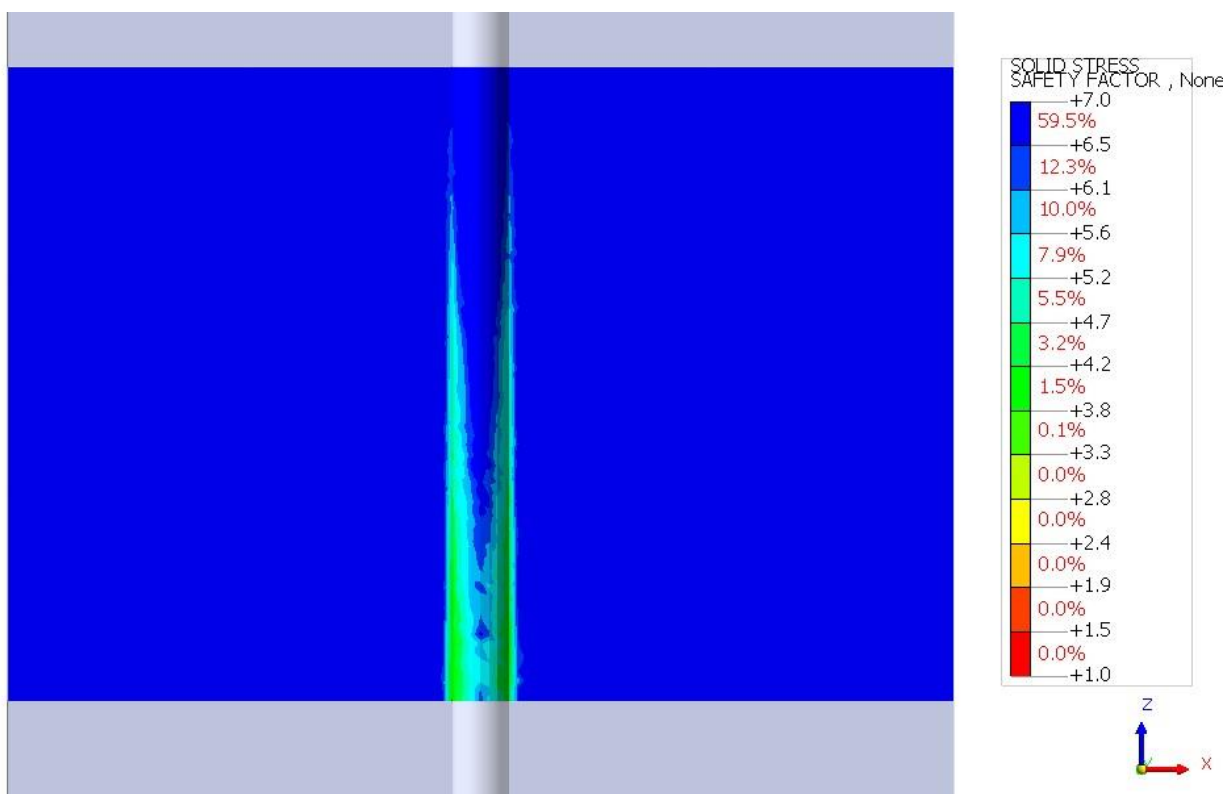
Рисунок 3.3.4 –Изополя перемещений околоствольного массива пород по оси X (а) и эпюры горизонтальных перемещений по оси X (б) и Y (в)



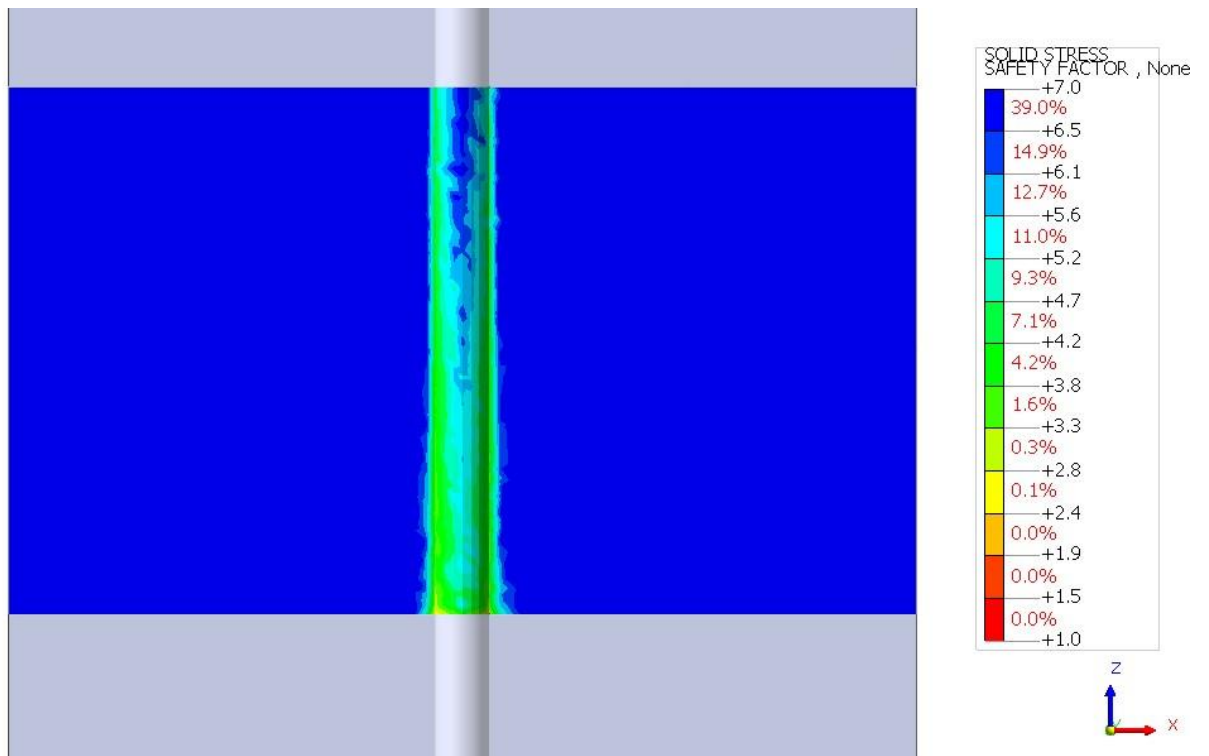
Далее выполнена оценка общей устойчивости приконтурных пород выработок, пройденных бурением, путем определения значений параметра SAFETY FACTOR (коэффициента устойчивости) в соответствии с принятыми параметрами модели деформирования пород.

В результате серий расчетов получены изополя значений коэффициента устойчивости для различных условий. В качестве критерия определения границы прохождения зоны потенциально неустойчивых пород устанавливается пороговое значение коэффициента устойчивости, которое в геомеханических расчетах как правило составляет 1,1 - 1,2 для обеспечения необходимого запаса надежности геомеханического прогноза.

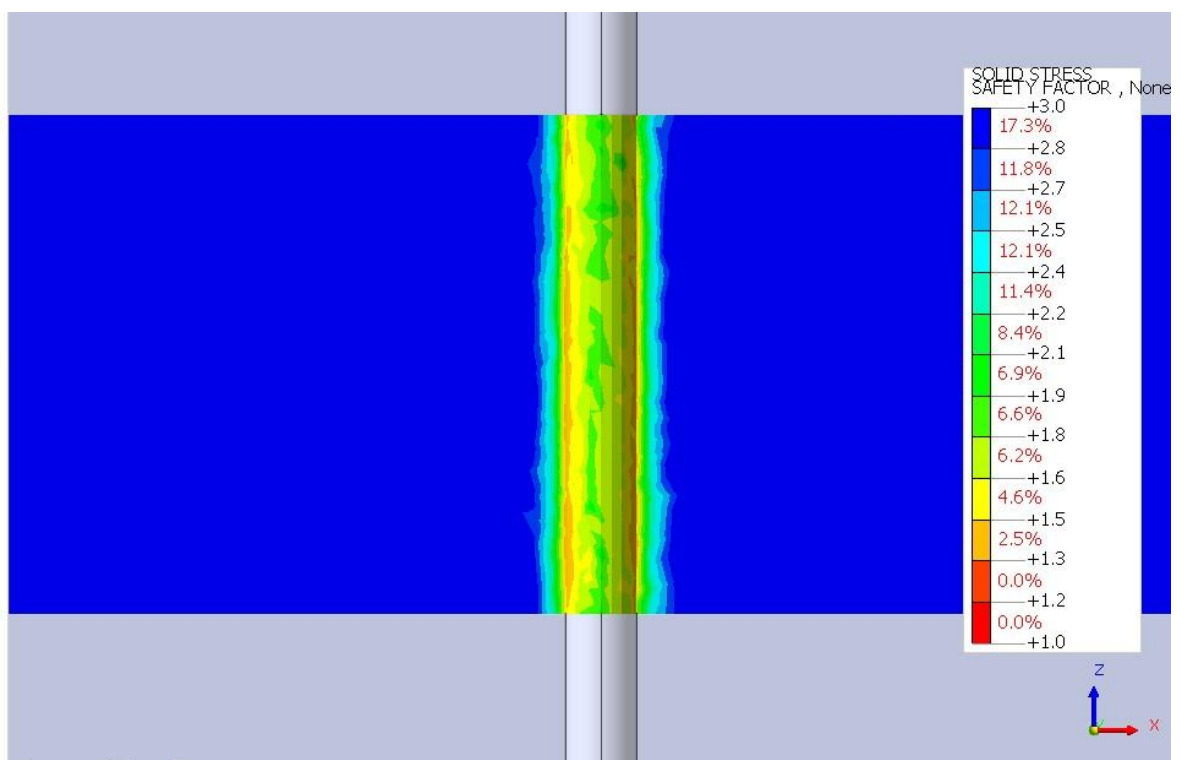
Примеры полученных результатов для участков выработок на различных глубинах приведены на рис. 3.3.5 и 3.3.6.



a) H = 125 м



б) H = 185 м



в) H = 538 м

Рисунок 3.3.5 – Изополя значений коэффициента устойчивости приконтурных порода для участков выработок на различных глубинах

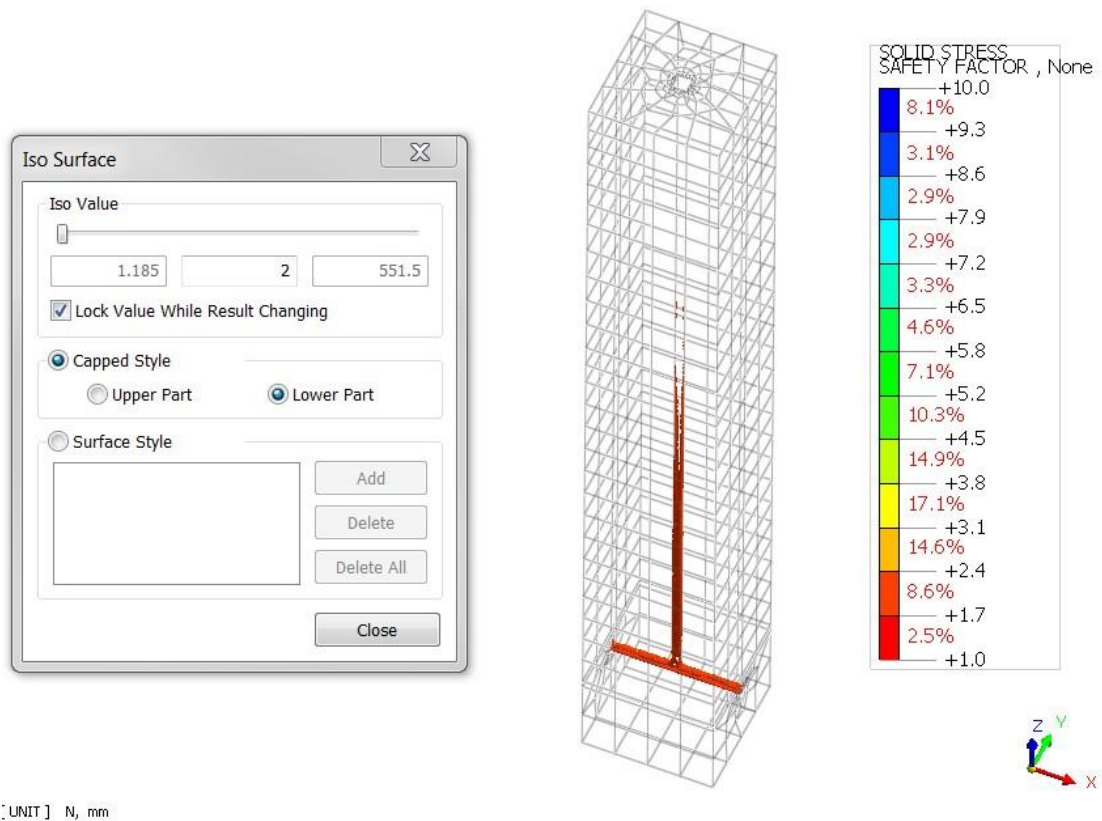


Рисунок 3.3.6 – Пример определения размеров зоны потенциально неустойчивых пород (пороговое значение коэффициента устойчивости принято равным 1,185)

Для протяженных участков выработок также построены расчётные графики изменения радиуса зоны запредельных деформаций приконтурных пород в виде разности  $r_{max} - r_b$  в зависимости от времени нахождения массива в незакрепленном состоянии  $T$ , мес. (рис. 3.3.7).

Установлено, что длительное стояние выработок в незакрепленном состоянии (в высокомодульных породах, склонных к хрупкому разрушению) в целом не приводит к интенсивному росту размеров потенциально неустойчивых зон, однако в любом случае продолжительность этого периода целесообразно принять минимально возможным по технологическим критериям.

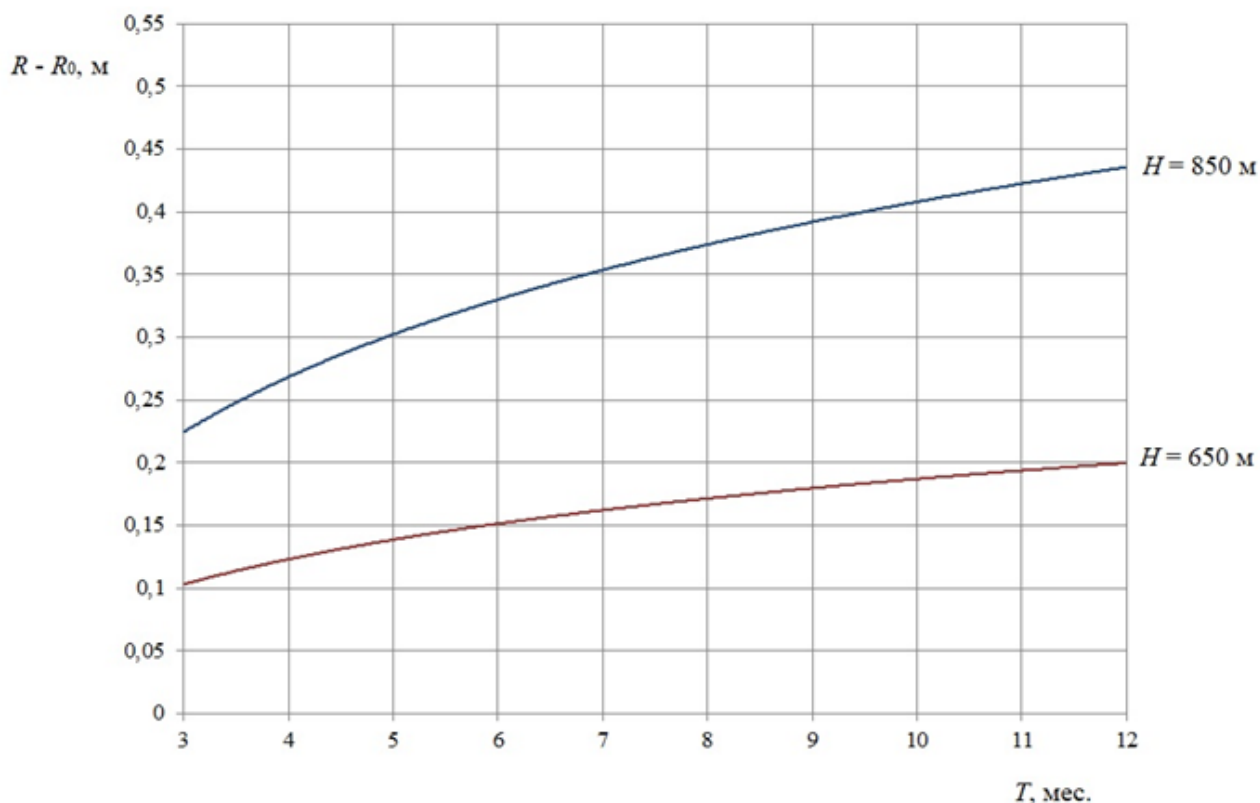


Рисунок 3.3.7 – Примеры графиков зависимостей размера зон запредельного деформирования околоствольных пород от времени их нахождения в незакрепленном состоянии для участков выработки на различных глубинах

По итогам исследований сделан вывод о том, что размеры потенциально неустойчивых зон вокруг пробуренной выработки постепенно возрастают по мере увеличения его глубины, при этом максимальные значения приурочены к слоям пород с низкими величинами рейтинга RMR, а также к районам сопряжений.

В рассмотренных горнотехнических условиях вероятные локальные разрушения в виде отслоений пород возможны на величину до 1,5 м. Причем, максимальные отслоения приурочены к четким контактам разнопрочностных пород, в первую очередь на участках с маломощными переслоениями. Локализация данных зон в этом случае ограничивается по высоте значениями 0,6 ÷ 0,9 м.

В целом в пробуренной выработке можно выделить пять типов нарушенности приконтурных пород:

- участки полностью ненарушенных пород;
- участки незначительного отслаивания пород (до 50 мм);
- участки локального вывалообразования пород (менее 150 мм);
- участки ограниченного вывалообразования (150 - 300 мм);
- участки значительного вывалообразования (более 300 мм).

Пример результатов моделирования по определению размеров неустойчивых зон по принятому критерию устойчивости приведен на рис. 3.3.8.

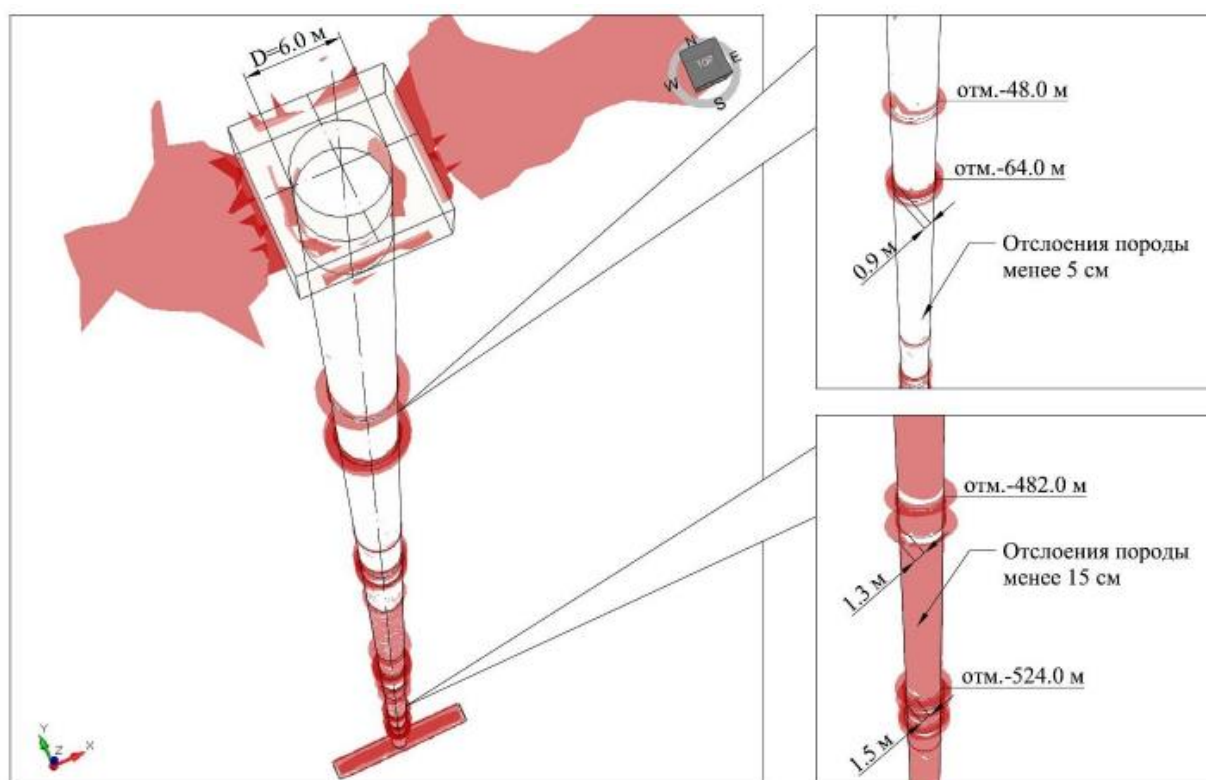


Рисунок 3.3.8 – Пример визуализации локальных неустойчивых участков (верхняя обширная зона относится к участку устья ствола)

Для каждого из выделенных участков потребуется нанесение определенного количества слоев торкрет-бетона. При стандартной толщине наносимого слоя 25 мм количество дополнительных слоев может быть прямо по табл. 3.3.1.

Таблица 3.3.1 – Количество дополнительных слоев крепи из торкрет-бетона, возводимой по аддитивной технологии

№ п/п	Тип нарушения	Возможный размер отслоения или вывала приконтурных пород, мм	Количество дополнительных слоев торкрет-бетона
1	Ненарушенные породы	отсутствуют	0
2	Незначительное отслаивание пород	до 50 мм	1-2
3	Локальное вывалообразование	50 - 150	2 - 6
4	Ограниченное вывалообразование	150 - 300	6 - 12
5	Значительное вывалообразование	более 300	Необходимо применение усиленной многослойной конструкции крепи

При реализации аддитивной технологии окончательные параметры крепления уточняются по данным лазерного сканирования стенок ствола. Технологические аспекты реализации такой схемы работ рассматриваются в 4 главе диссертационной работы.

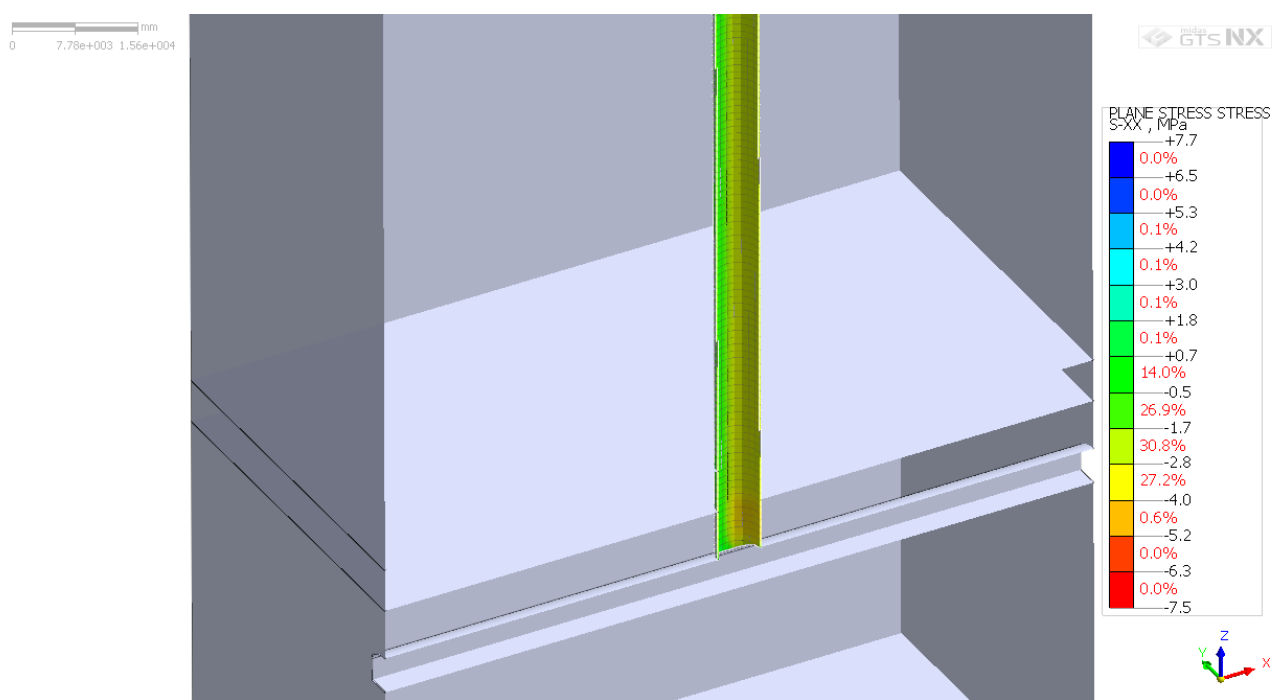
### **3.4 Анализ напряженного состояния торкрет-бетонной крепи вертикальных выработок**

На третьей основной стадии реализации аддитивной технологии производится крепление пробуренной выработки торкрет-бетоном в направлении сверху вниз отдельными слоями. Для оценки напряженного состояния данного вида крепи выполнена серия вычислительных экспериментов в различных горнотехнических условиях. Крепь моделировалась с помощью конечных элементов типа пластин, прочностные и деформационные свойства крепи соответствовали классу бетона В25 - В40.

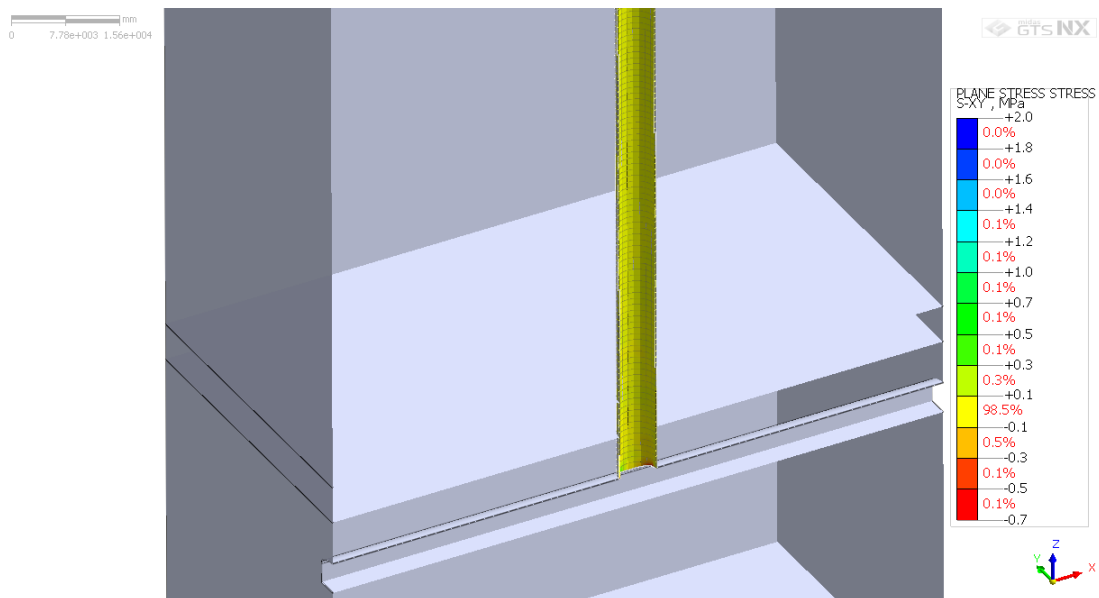
Постоянная нагрузка на крепь складывалась из остаточного горного, а также гидростатического давления, при этом для обеспечения максимальной надежности результатов расчета крепь рассматривалась как абсолютно водонепроницаемая.

Примеры определения компонентов напряженного состояния крепи в виде изополей приведены на рис. 3.4.1.

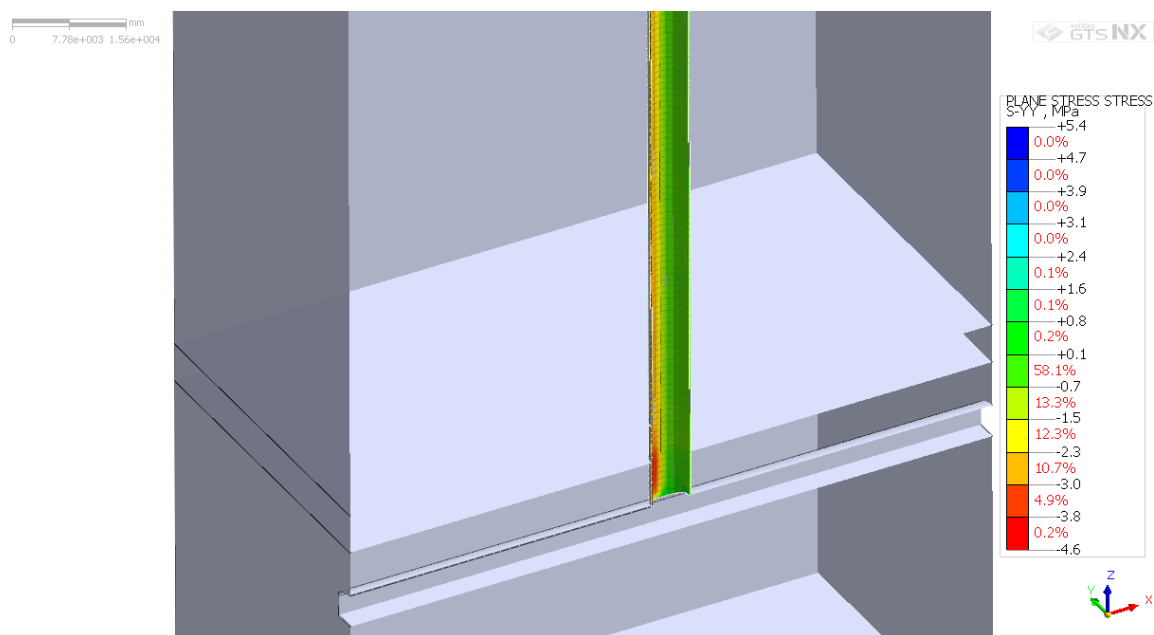
Анализ полученных результатов показал, что несущая способность по-слойно возведенной торкрет-бетонной крепи за исключением участков со значительными вывалами обеспечивается с необходимым запасом. Максимальные напряжения в крепи наблюдаются, прежде всего, в зоне примыкания вертикальной выработки к сопряжению.



a)



б)



в)

Рисунок 3.4.1 – Изополя главных напряжений в торкрет-бетонной креплении участка ствола:

а) изополя главных напряжений  $\sigma_1$ ; б)  $\sigma_2$ ; в)  $\sigma_3$



В целом, в породах I-IV категории устойчивости по СП 91.13330 в выработках диаметром 4,5 - 7,0 м, может применяться:

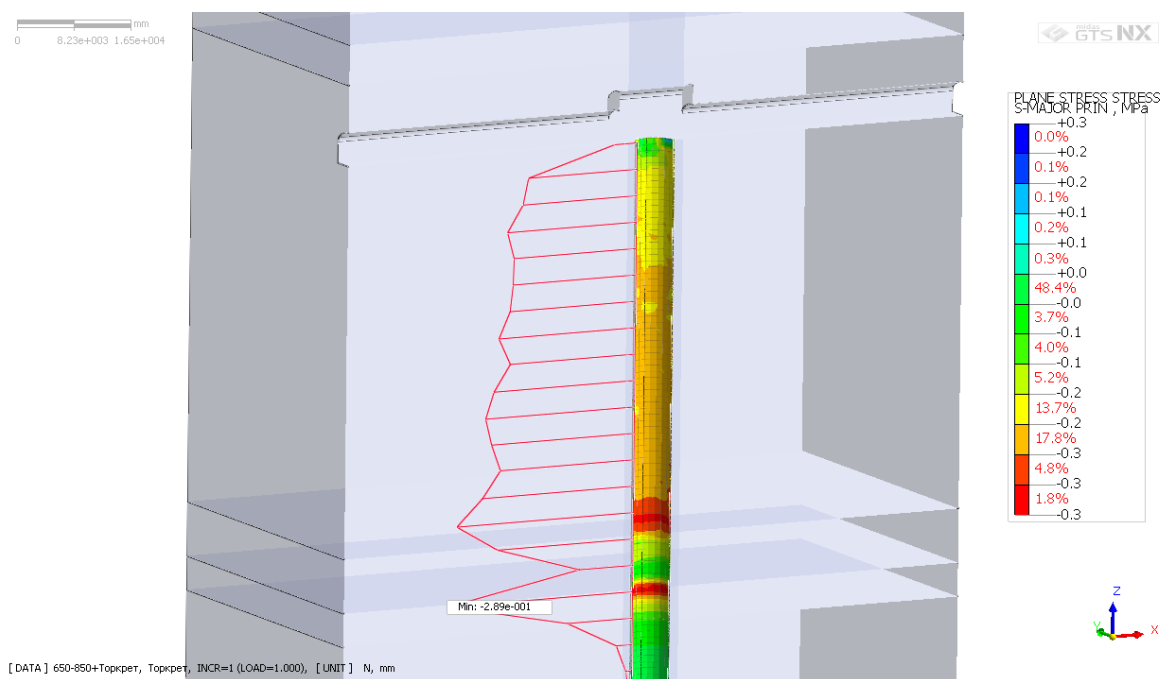
- до глубины 500 м – набрызгбетонная крепь толщиной 120 мм.
- в интервале глубин 500 - 850 м – набрызгбетонная крепь толщиной 150 мм класса В25.

При большой глубине следует применять крепь толщиной 180 - 200 мм и более.

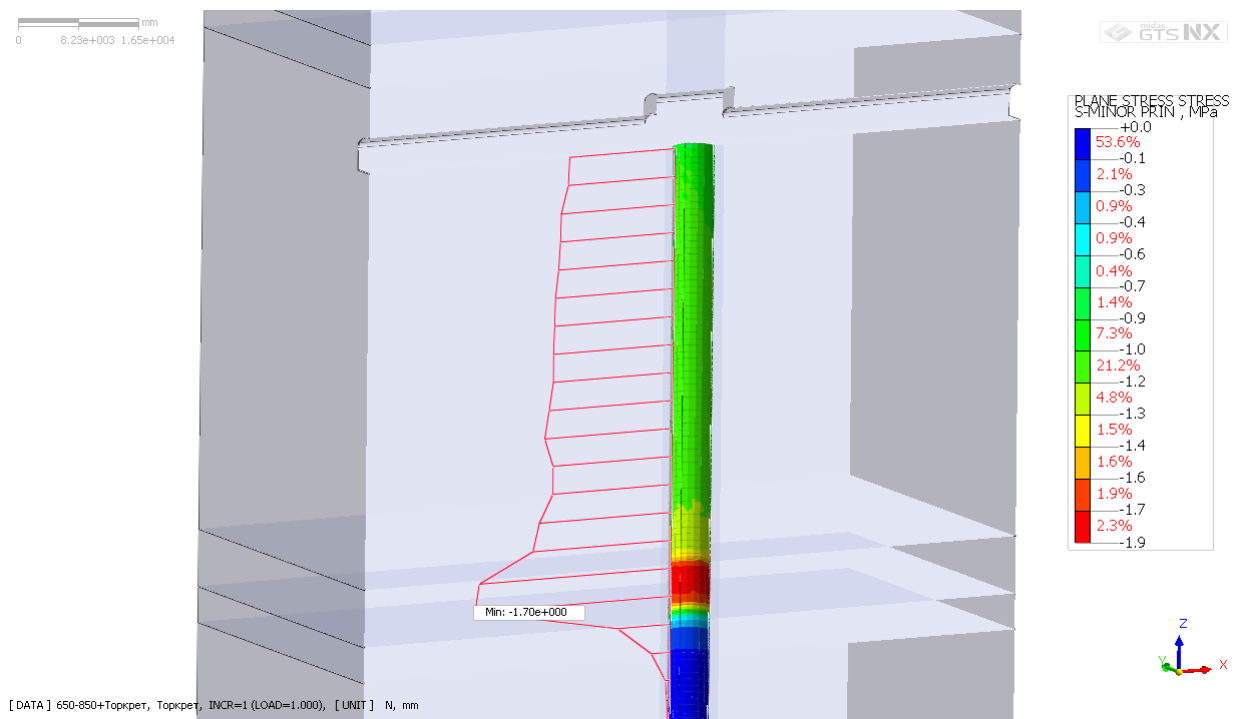
В тоже время привязка параметров крепления к категориям устойчивости по СП 91.13330 не отражает всего многообразия горнотехнических условий, рассмотренных ранее.

Класс бетона следует принимать исходя из значений величин максимальных сжимающих и растягивающих напряжений на конкретных участках выработок, при этом в зонах развития растягивающих напряжений следует использовать смеси с добавлением стальной фибры (торкрет-фибробетон).

Так на рисунке 3.4.2 приведены примеры результатов оценки напряженного состояния крепи в неравнокомпонентном поле напряжений при наличии водоносного и ослабленного слоев пород.



a)



б)

Рисунок 3.4.2 – Изополя и эпюры максимальных (а) и минимальных (б) напряжений в торкрет-бетонной крепи

Анализ полученных результатов показал, что несущая способность торкрет-бетонной крепи в рассматриваемых условиях также может быть обеспечена при применении торкрет-фибробетона с повышенным сопротивлением растяжению при изгибе. В расчетах принята крепь толщиной 150 мм класса В25. Глубина участка – 850 м.

Таким образом, по результатам моделирования подтверждена возможность применения торкрет-бетона с послойным нанесением в качестве основной крепи вертикальных горных выработок, пройденных способом бурения, в достаточно широком диапазоне условий. Это стало возможным за счет предварительно реализованной разгрузки приконтурных пород и отсутствия техногенной нарушенности пород, свойственной буровзрывной технологии (коэффициент  $D = 0$  в модели Хука-Брауна).

### 3.5 Методика определения параметров крепления выработок

С учетом результатов моделирования возникает необходимость разработки методики определения параметров крепления вертикальных выработок при применении аддитивной технологии, удобной для применения при обосновании проектных решений выработок в конкретных горнотехнических условиях.

В главе 2 диссертационной работы выполнено обоснование целесообразности применения модели Хука-Брауна для описания поведения трещиноватых скальных пород, который в свою очередь увязан с интегральным рейтингом качества массива пород RMR. Этот рейтинг учитывает прочностные, структурные особенности массива и их обводненность. При этом в отличие от категории устойчивости пород *C* по СП 91.13330 он не зависит от глубины ствола, что делает его более универсальным в условиях применения новых геотехнологий строительства вертикальных горных выработок.

В виде конкретного количественного показателя рейтинг массива RMR определяется суммой баллов в диапазоне 0 до 100 баллов, которые складываются из отдельных показателей по формуле:

$$RMR = J_{A1} + J_{A2} + J_{A3} + J_{A4} + J_{A5} + J_{BB} \quad (3.5.1)$$

Методика определения рейтинга RMR породного массива приведена в табл. 3.5.1 и более подробно освещена в работах [92,93].

Таблица 3.5.1 – Методика определения рейтинга RMR породного массива

Параметр	Интервалы значений						
	> 250 МПа	100 ÷ 250 МПа	50 ÷ 100 МПа	25 ÷ 50 МПа	5 ÷ 25 МПа	1 ÷ 5 МПа	< 1 МПа
А1. Прочность породы на одноосное сжатие	> 250 МПа	100 ÷ 250 МПа	50 ÷ 100 МПа	25 ÷ 50 МПа	5 ÷ 25 МПа	1 ÷ 5 МПа	< 1 МПа
Рейтинг JA1	15	12	7	4	2	1	0
А2. Качество массива по выходу керна RQD	90% ÷ 100%	75% ÷ 90%	50% ÷ 75%	25% ÷ 50%	< 25%		
Рейтинг JA2	20	17	13	8	3		
А3. Расстояния между трещинами	> 2 м	0,6 ÷ 2 м	200 ÷ 600 мм	60 ÷ 200 мм	< 60 мм		
Рейтинг JA3	20	15	10	8	5		
<b>А4. Характеристика трещин</b>							
А4.1. Шероховатость трещин	Очень шероховатые	Слегка шероховатые	Слегка шероховатые	Гладкие поверхности	Следы скольжения		
Рейтинг JA41	6	5	3	1	0		
А4.2. Длина трещин	< 1 м	1 ÷ 3 м	3 ÷ 10 м	10 ÷ 20 м	> 20 м		
Рейтин JA42	6	4	2	1	0		
А.4.3. Раскрытие трещин	Нет	< 0,1 мм	0,1 ÷ 1,0 мм	1 ÷ 5 мм	> 5 мм		
Рейтинг JA43	6	5	4	1	0		
А4.4. Заполнитель трещин	Нет	Твердый наполнитель < 5 мм	Твердый наполнитель > 5 мм	Мягкий наполнитель < 5 мм	Мягкий наполнитель > 5 мм		
Рейтинг JA44	6	4	2	2	0		
А4.5. Выветрелость стенок трещин	Нет	Слегка выветрелые	Средне выветрелые	Сильно выветрелые	Раздробленные		
Рейтинг JA45	6	5	3	1	0		
JA4 = JA41+ JA42+ JA43 +JA44 +JA45	30	25	20	10	0		
А5. Обводненность выработки	Полностью сухая	Влажная	Мокрая	Капез	Водоприток		
Рейтинг JA5	15	10	7	4	0		
В. Ориентация трещин	Очень благоприятные	Благоприятные	Средние	Неблагоприятные	Очень неблагоприятные		
Рейтинг JB	0	- 2	- 5	- 10	- 12		

После определения значения рейтинга RMR определяется категория устойчивости пород по таблице 3.5.2.

Таблица 3.5.2 – Таблица для определения категории устойчивости приконтурных пород вокруг пробуренной вертикальной выработки

Параметр	Интервалы значений				
	100÷81	80÷61	60÷41	40÷21	< 20
Категория устойчивости массива пород	I	II	III	IV	V
Степень устойчивости	Очень устойчивые	Устойчивые	Средней устойчивости	Низкой устойчивости	Очень низкой устойчивости
Характеристика приконтурных пород	Весьма крепкая порода	Крепкая порода	Порода средней крепости	Слабая порода	Очень слабая порода

Далее по графикам на рис. 3.5.1 предварительно определяется возможное время нахождения пробуренной выработки без крепления. Неустойчивые породы при этом представлены слоями малой мощности (до 1,2 м).

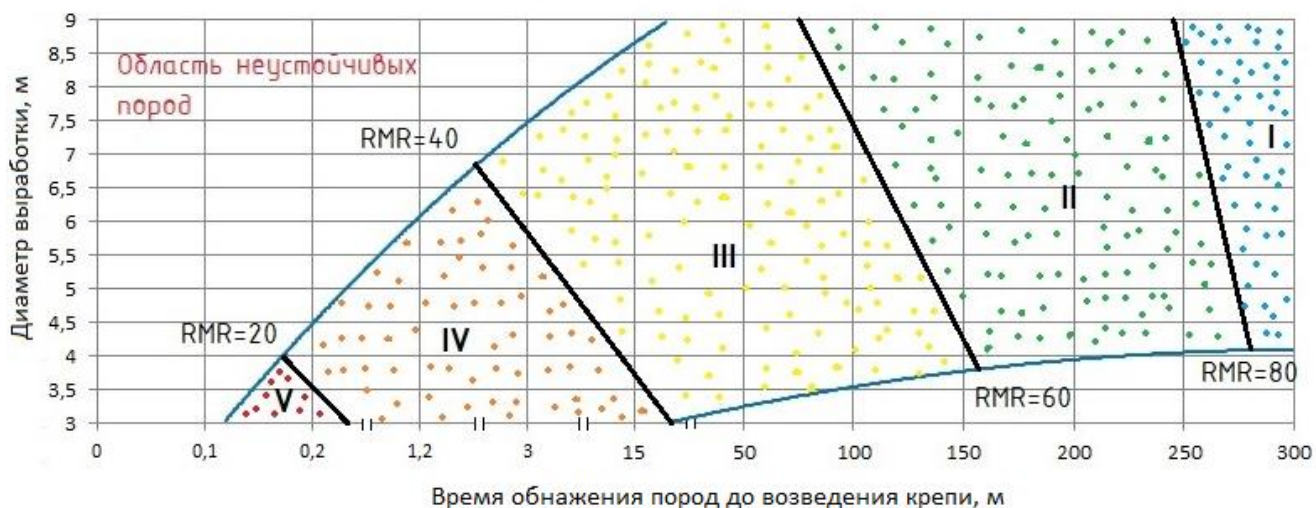


Рисунок 3.5.1 – Графики для определения допустимого времени обнажения приконтурных пород вокруг ствола

Для отдельных более протяженных, в том числе обводненных участков, следует рассматривать применение специальных способов строительства: предварительного тампонажа или зонального искусственного замораживания горных пород.

Для предварительных расчетов размеров зон неустойчивых пород вокруг выработки также следует учитывать влияние технологии работ и свойств массива с помощью корректировки начального модуля деформации через рейтинг RMR.

Соответствующие выражения имеют вид:

- для участков в высокомодульных, преимущественно магматических породах:

$$E_r = E_0 \left( 0,02 + \frac{1}{1 + \exp(70,64 - 1,09 \cdot RMR)} \right), \quad (3.5.2)$$

- для участков в низко модульных, преимущественно осадочных породах:

$$E_r = E_0 \left( 0,02 + \frac{1}{1 + \exp(78,76 - 1,32 \cdot RMR)} \right), \quad (3.5.3)$$

Для определения зависимостей между индексом GSI и рейтингом RMR могут использоваться выражения:

- для участков в магматических породах:

$$GSI = 1,09RMR - 10,36, \quad (3.5.4)$$

- для участков в осадочных породах:

$$GSI = 1,32RMR - 18,76 \quad (3.5.5)$$

По рис. 3.5.1 определяются интервалы выработки без вывалов и с возможными вывалами пород. Для участков второй группы методами математического моделирования определяются размеры возможных зон запредельного деформирования и вывалов пород. Далее принимаются параметры крепления в соответствии с рекомендациями табл. 3.5.3.

Таблица 3.5.3 – Таблица для определения параметров крепления выработки

Параметр	Интервалы значения параметра									
	100÷81		80÷61		60÷41		40÷21		< 20	
Рейтинг RMR	100÷81		80÷61		60÷41		40÷21		< 20	
Категория устойчивости массива пород	I		II		III		IV		V	
Глубина заложения выработки <i>H</i> , м	0 - 500 м									
Диаметр выработки, м	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9
Толщина крепи*, мм	80-100	80-120	80-120	100-120	100-120	120-150	120-150	150-180	200	200
Класс бетона крепи	B20	B20	B20	B22,5	B25	B25	B25	B25	B30	B30
Расход стальной фибры, кг/м <sup>3</sup>	-	-	-	-	-	-	40-50	40-50	50-70	50-70
<i>H</i> , м	500 - 1000 м									
Диаметр выработки, м	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9
Толщина крепи, мм	100-120	100-120	100-120	100-120	120-150	120-150	150-180	180-200	220	220
Класс бетона крепи	B20	B22,5	B22,5	B25	B25	B30	B30	B30	B35	B35
Расход стальной фибры, кг/м <sup>3</sup>	-	-	-	-	-	40-50	50-70	50-70	70-75	70-75
<i>H</i> , м	Более 1000 м									
Диаметр выработки, м	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9	4 - 7	>7-9
Толщина крепи, мм	100-120	100-120	100-120	150-180	150-180	180-200	180-200	220-220	250	300
Класс бетона крепи	B25	B25	B25	B30	B30	B35	B35	B35	B40	B40
Расход стальной фибры, кг/м <sup>3</sup>	-	-	-	-	40-50	50-70	70-75	70-75	70-75	70-75

\*Приведенная в таблице толщина крепи на участке отслоений и вывалов пород корректируется по данным лазерного сканирования и возводится путем нанесения дополнительных слоев.

Исходя из необходимости обеспечения требуемой несущей способности оболочки крепи как при сжатии, так и при растяжении, даны рекомендации по включению в состав бетона стальной фибры. При определении оптимального расхода фибры учтены рекомендации СП 360.1325800.2017 «Конструкции сталефибробетонные. Правила проектирования», Руководства по применению

торкрет-бетона при возведении, ремонте и восстановлении строительных конструкций зданий и сооружений [94]. Шифр МЮ.1/06. ОАО «ЦНИИПромзданий». Оптимальный слой нанесения торкрет-бетона не должен превышать 50 мм, рекомендуемая крупность заполнителя должна составлять менее 0,63 мм.

На участках реализовавшихся вывалов размером (до 30 см) следует применять многослойную крепь с дополнительным армированием по схеме, приведённой на рис. 3.5.2.

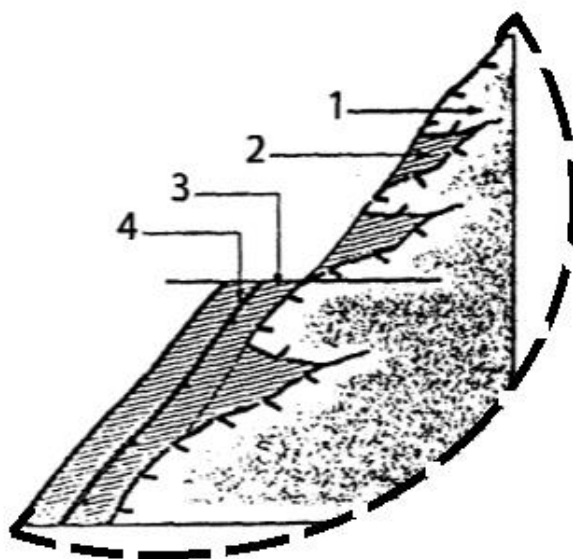


Рисунок 3.5.2 – Конструктивное решение крепления стенки выработки на участке вывала:

- 1 – приконтурные породы; 2 – заполненный торкрет-бетоном вывал;
- 3 – торкрет-бетонная крепь; 4 – арматурная сетка

На участках вывалов размером более 300 мм может устанавливаться пространственный арматурный каркас усиления, а торкрет-бетонная крепь включает три основных слоя (рис. 3.5.3).



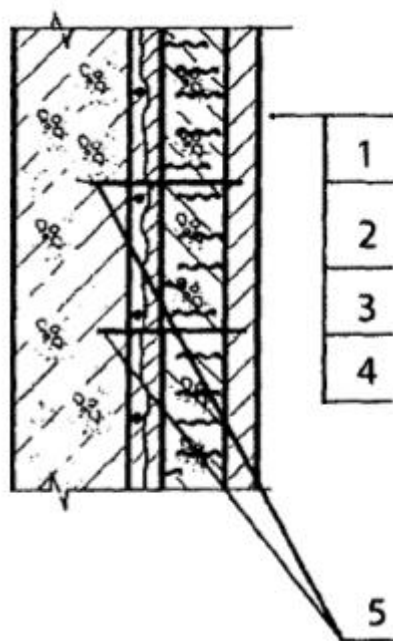


Рисунок 3.5.3 – Конструктивное решение крепления стенки выработки на участке вывала значительных размеров (слева на право):

- 1 – приконтурные породы; 2 – граница вывала и слой передового торкрет-бетона;  
 3 - основной слой заполнения вывала; 4 – финишная торкрет-бетонная крепь;  
 5 – пространственный арматурный каркас

В целом изложенные рекомендации следует использовать для предварительного обоснования параметров крепления вертикальных выработок, сооружаемых по аддитивной технологии, а окончательные параметры следует уточнять по данным математического моделирования и двухстадийного лазерного сканирования. Технологические аспекты данной технологии рассматриваются в главе 4 диссертации.

### Выводы по главе 3

1. Последовательно рассмотрены закономерности изменения напряженно-деформированного состояния приконтурных пород и крепи при бурении вертикальных выработок на основных стадиях реализации аддитивной технологии: бурения передовой скважины, разбуривания скважины снизу вверх на проектный диаметр, крепления выработки сверху вниз отдельными

слоями. Исследовано влияние основных геомеханических факторов: параметров начального поля напряжений, структурной неоднородности пород, влияния приствольных выработок и др.

2. Установлено, что во всех рассмотренных горнотехнических условиях, в том числе в неравнокомпонентном поле горизонтальных напряжений, общий размер зоны влияния передовой скважины на приконтурный массив не превышает пяти ее радиусов. Таким образом, для исключения негативного влияния бурения передовой скважины на устойчивость пород на конуре основной выработки необходимо обеспечить соблюдение условия  $r_v/r_{скв} \geq 5$ , где  $r_v$  – радиус основной выработки в черне,  $r_{скв}$  – радиус передовой скважины. Этот вывод также подтверждается результатами моделирования на участке примыкания вертикальной выработки к сопряжению нижнего горизонта.

3. Установлено, что размеры потенциально неустойчивых зон вокруг пробуренной выработки постепенно возрастают по мере увеличения его глубины, при этом максимальные значения приурочены к слоям пород с малыми значениями индекса GSI, а также к районам сопряжений. В рассмотренных горнотехнических условиях вероятные локальные разрушения в виде отслоений пород возможны на величину до 1,5 м. Максимальные отслоения приурочены к четким контактам разнопрочных пород, в первую очередь на участках с маломощными переслоениями. Локализация данных зон в этом случае ограничивается по высоте значениями 0,6 ÷ 0,9 м.

4. В пробуренной выработке можно выделить пять типов нарушенности приконтурных пород:

- участки полностью ненарушенных пород;
- участки незначительного отслаивания пород (до 5 см).
- участки локального вывалообразования пород (менее 15 см).
- участки ограниченного вывалообразования (15 - 30 см).
- участки значительного вывалообразования (более 0,3 м).

5. Для каждого из выделенных типов нарушенности потребуется нанесение определенного количества слоев торкрет-бетона. При стандартной толщине наносимого слоя 25 мм количество дополнительных слоев нанесения крепи может изменяться от 1 до 12, при этом на участках значительного вывалобразования необходимо применение усиленной многослойной конструкции крепи.

6. По результатам моделирования подтверждена возможность применения торкрет-бетона в качестве основной крепи вертикальных горных выработок, пройденных способом бурения, в достаточно широком диапазоне условий. Это возможно за счет предварительно реализованной разгрузки массива и отсутствия техногенной нарушенности пород, свойственной буровзрывной технологии (коэффициент нар  $D = 0$  в модели Хука-Брауна).

7. Разработана методика определения параметров крепления вертикальных горных выработок по аддитивной технологии для различных горнотехнических условий.

По результатам исследований сформулированы **первое и второе научные положения:**

1. Установлено, что для обоснования параметров крепления стволов при проходке стволов способом бурения следует выделять пять типов нарушенности приконтурных пород, параметры которых зависят от значения рейтинга RMR пород, соотношения радиусов передовой скважины и основной выработки, степени негативного влияния неоднородности пород и приствольных выработок, а также времени обнажения пород до возведения крепи.

2. На участках ствола с проявлением каждого из выделенных типов нарушенности определено необходимое количество дополнительных слоев и параметры крепи, возводимой по аддитивной технологии, при этом в широком диапазоне условий может применяться торкрет-бетон и торкрет-фибробетон классов В25-В40; использование торкрет-фибробетона с расходом стальной фибры 40 - 75 кг/м<sup>3</sup> целесообразно на участках с величинами рейтинга RMR

пород 10 ÷ 60, а для крепления весьма неустойчивых участков с образовавшимися при проходке вывалами размером более 30 см следует применять многослойную крепь с пространственным арматурным каркасом.

## 4 ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ АДДИТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ КРЕПЛЕНИЯ И ОЦЕНКА РИСКОВ

### 4.1 Технологические аспекты аддитивной технологии строительства вертикальных горных выработок

В заключительной главе диссертационной работы рассмотрим технологические аспекты аддитивной технологии строительства вертикальных горных выработок. Общая схема основных этапов работ приведена на рис. 4.1.1.

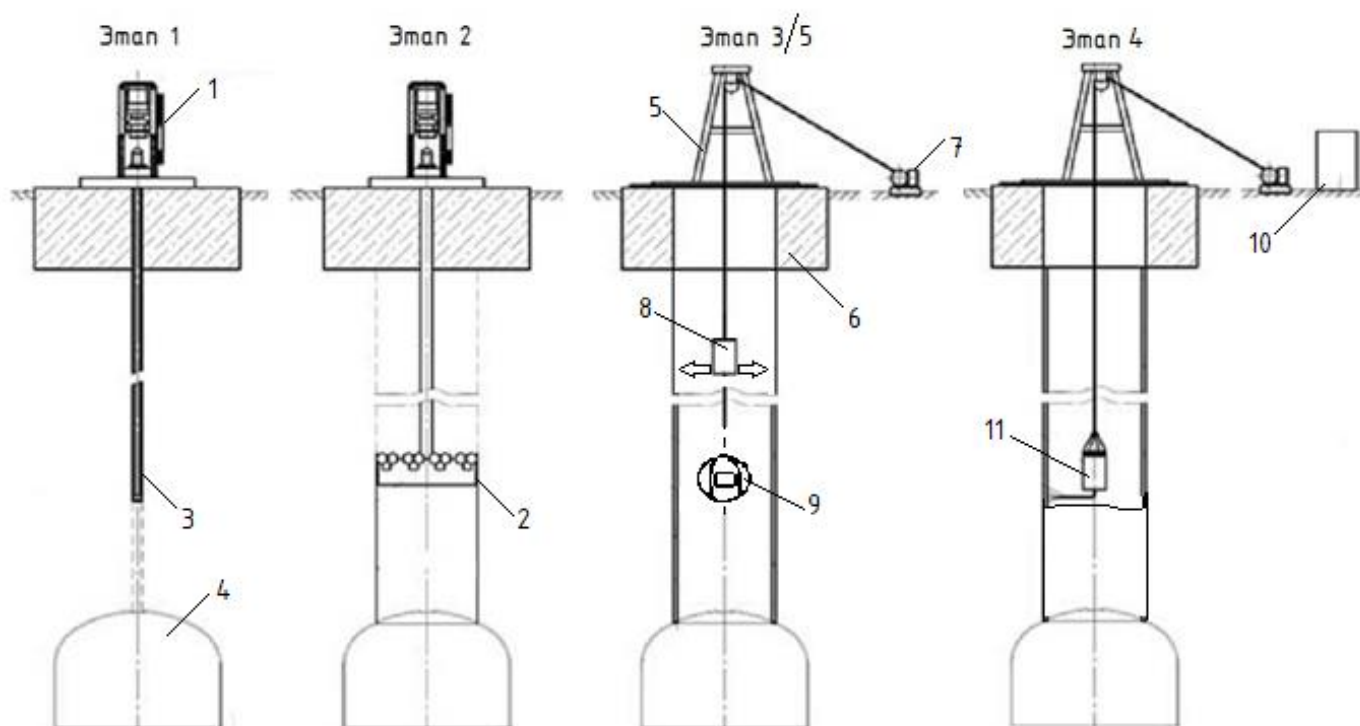
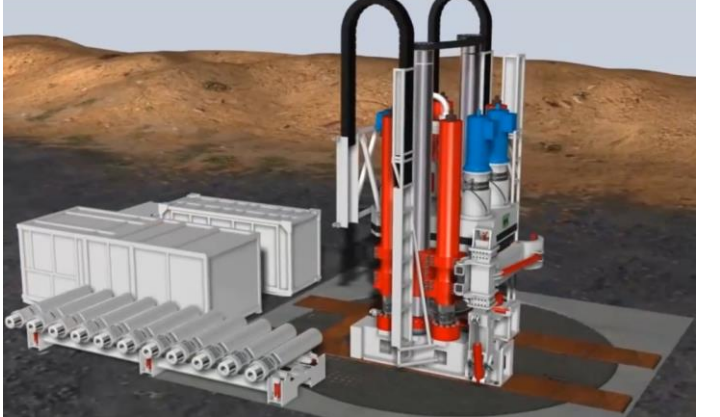
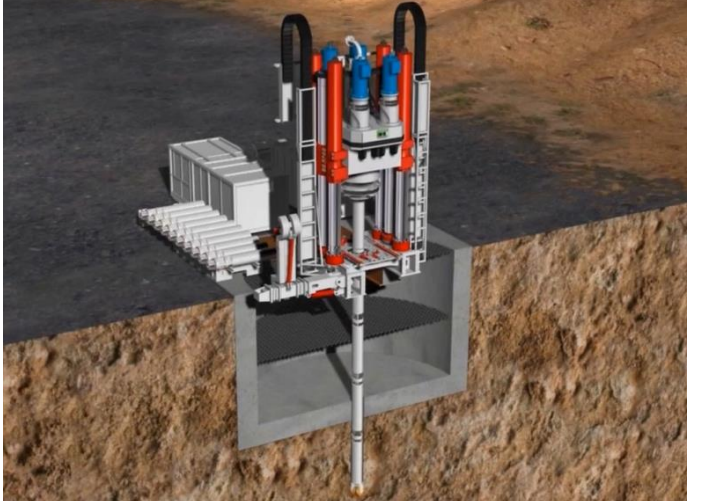


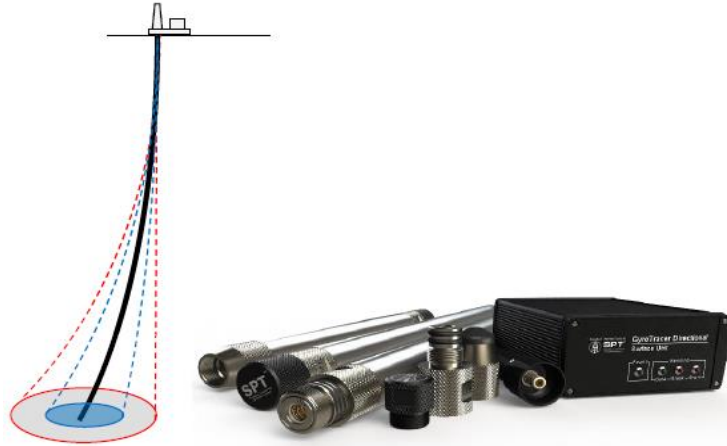

Рисунок 4.1.1 – Схема основных этапов работ:

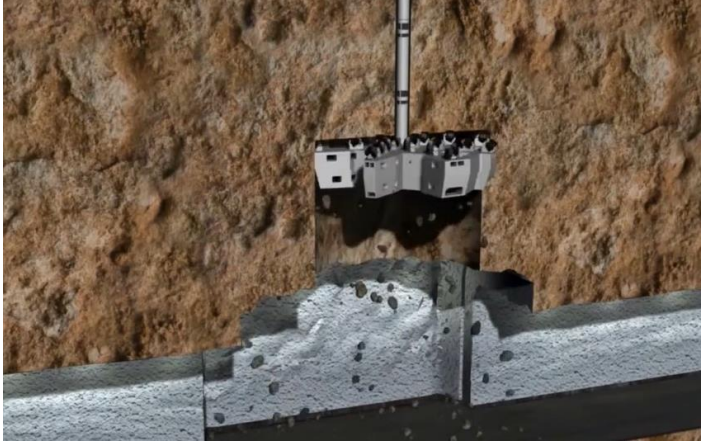
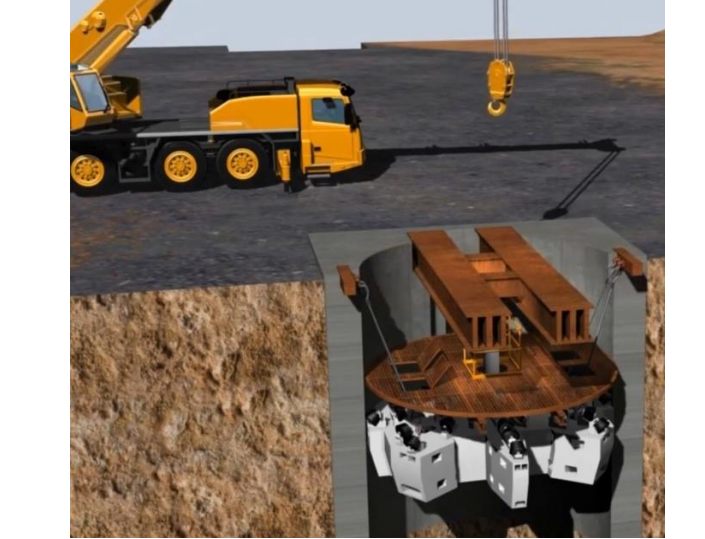
1 – буровой станок; 2 – рабочий орган (разбуриватель); 3 – буровой став; 4 – нижняя подходящая выработка; 5 - копер; 6 – оголовок; 7 – проходческая лебедка; 8 – 3D сканер подвесного типа; 9 – БПЛА с функцией 3D – сканирования; 10 – бетоносмесительный узел; 11 – установка для торкретирования

Характеристика основных элементов аддитивной технологии приведена в табл. 4.1.1.

Таблица 4.1.1 – Характеристика элементов аддитивной технологии

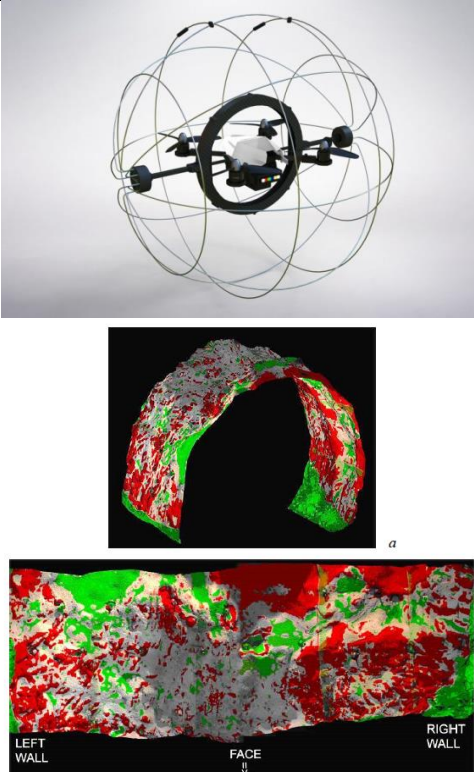
№ этапа / примерные сроки (или скорости) работ	Описание работ	Примеры перечней оборудования	Графическая визуализация
<p>1</p> <p>2-3 месяца</p>	<p><b>Подготовительный период.</b>                      Расчистка/ планировка площадки. Отрывка котлована. Устройство оголовка и опорной платформы. Монтаж бурового станка, коммуникаций, временных зданий и сооружений, прокладка коммуникаций</p>	<p>Экскаватор Lonking CDM 6490F , бульдозер Liebherr PR 756 Litronic , кран на гусеничном ходу RDK-50T, автобетоносмеситель КАМАЗ-6540 8x4, автобетононасос «ТЗА»</p>	
<p>2</p> <p>200 - 250 м/мес.</p>	<p><b>Бурение передовой скважины.</b>                      Бурение передовой скважины диаметром 250-350 мм с нижней отметки оголовка до пересечения скважиной кровли подходящей горизонтальной выработки на нижнем горизонте</p>	<p>Tumi SBM 800XP или Herrenknecht Raise Boring Rigs или другой аналог.</p>	

№ этапа / примерные сроки (или скорости) работ	Описание работ	Примеры перечней оборудования	Графическая визуализация
<p>3</p> <p>2-3 дня</p>	<p><b>Гириноклинометрия.</b> Запись производится на геофизическом кабеле в режиме реального времени на спуске и подъеме бурового инструмента. Для формирования окончательного отчета принимается запись на подъеме.</p>	<p>TwinGyro гироскопическая система GYRO - сбросовый гироскоп</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Каротажный кабель</li> <li>- ГНКТ</li> <li>- Скважинный трактор</li> <li>- Трубы</li> <li>- Сбросовый Гироскоп</li> </ul>	 <p>The image shows a schematic diagram of a wellbore with a cable and gyroscope system. To the right is a photograph of the physical equipment, including a black control unit labeled 'SPT GyroTracer' and several metal components.</p>
<p>4</p> <p>1 неделя</p>	<p><b>Навешивание буровой головки (разбуривателя).</b> На конец бурового става в нижней подводящей выработке навешивается буровая головка и выполняется пробное разбуривание скважины на проектный диаметр.</p>	<p>Tumi SBM 800XP или Herrenknecht Raise Boring Rigs или другой аналог</p>	 <p>The photograph shows a large industrial raise boring rig operating in a tunnel. A vertical shaft is being drilled into the rock, and a yellow loader is visible in the foreground.</p>

№ этапа / примерные сроки (или скорости) работ	Описание работ	Примеры перечней оборудования	Графическая визуализация
<p>5</p> <p>120 - 180 м/мес.</p>	<p><b>Расширение скважины на проектный диаметр.</b>  Расширение передовой скважины до размеров проектного сечения выработки вчерне в направлении снизу вверх.</p>	<p>Tumi SBM 800XP или Herrenknecht Raise Boring Rigs или другой аналог</p>	
<p>6</p> <p>2 недели</p>	<p><b>Демонтаж буровой головки и станка.</b>  Демонтаж бурового станка. Извлечение буровой головки (разбуривателя).  Демонтаж коммуникаций.</p> <p>2 недели</p>	<p>Кран на гусеничном ходу RDK-50T</p>	



№ этапа / примерные сроки (или скорости) работ	Описание работ	Примеры перечней оборудования	Графическая визуализация
<p>7</p> <p>1 - 2 недели</p>	<p><b>3D-сканирование породных стенок ствола. Формирование 3D-модели.</b>  Сканирование. Анализ данных. Построение 3D-модели. Ранжирование участков ствола по выявленным нарушениям. Определение количества основных и дополнительных слоёв нанесения торкрет-бетона.</p>	<p>SKALA 3D MSS или аналог</p>	
<p>8</p> <p>250 - 350 м/мес</p>	<p><b>Торкретирование ствола в направлении сверху вниз роботизированной установкой.</b>  Управление установкой, как и другими процессами осуществляется дистанционно с земной поверхности. Торкрет-установка имеет лазерную систему наведения и адаптируется под фактическую 3D - поверхность ствола, таким образом, реализуется аддитивный подход.</p>	<p>Automated robotic machine Tumi с головкой типа RM 600</p>	

№ этапа / примерные сроки (или скорости) работ	Описание работ	Примеры перечней оборудования	Графическая визуализация
<p>9</p> <p>1-2 недели</p>	<p><b>Повторное 3D-сканирование закрепленной выработки.</b>  Контрольное сканирование после нанесения крепи с идентификацией участков с различной толщиной крепи. Анализ фактической 3D модели крепи вертикальной выработки. Уточнение фактической несущей способности крепи и устойчивости выработки</p>	<p>Phantom 4 RTK + D-RTK 2 Mobile Station Combo в противоударном исполнении</p>	 <p>The figure consists of three parts: 1) A 3D wireframe model of a drone with a spherical sensor array. 2) A 3D scan of a tunnel section, labeled 'a'. 3) A detailed 3D scan of a tunnel wall, labeled 'б', with labels 'LEFT WALL', 'FACE', and 'RIGHT WALL' at the bottom.</p>

Алгоритм реализации технологии приведён на рис. 4.1.2.

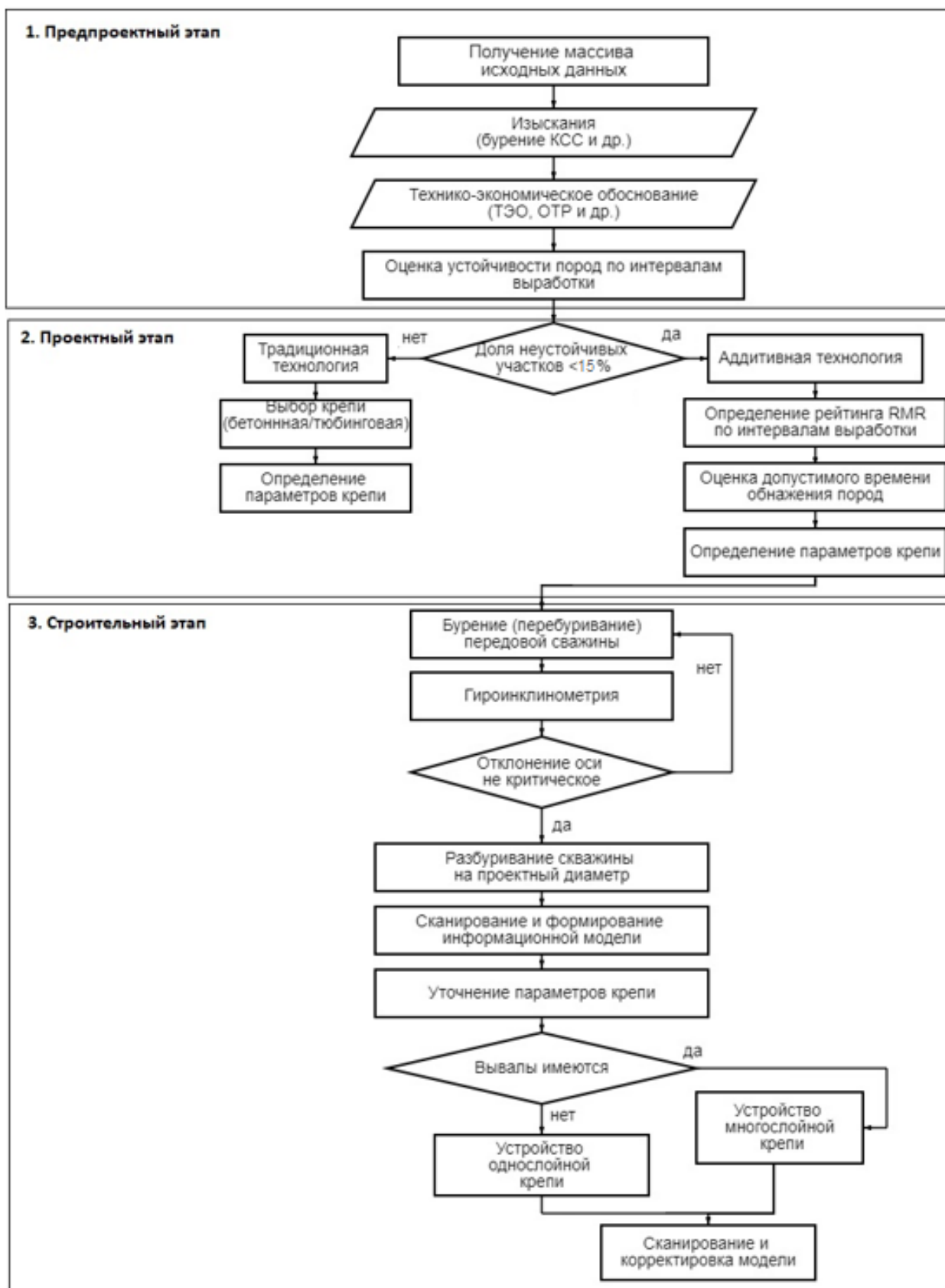


Рисунок 4.1.2 – Алгоритм реализации аддитивной технологии крепления выработок

Следует отметить, что под однослойной или многослойной конструкцией крепи здесь понимаются конструктивные слои, а не слои нанесения торкрет-бетона.

Пороговое значение доли неустойчивых участков с учетом выводов 2 главы диссертации принято равным 15%, при этом под такими участками понимаются участки в породах с рейтингом RMR менее 10, где возможно образование значительных вывалов пород в процессе бурения выработки.

Таким образом, на каждом из этапов исключается необходимость нахождения людей в забое выработке, а также достигается полная автоматизация и механизация выполняемых проходческих процессов. При необходимости часть работ может быть выполняться параллельно. В случае сооружения вертикальной горной выработки между двумя подземными горизонтами в подготовительном периоде на верхнем горизонте сооружается буровая, а на нижнем приемная камера.

#### **4.2 Экспертная оценка вариантов строительства вертикальной выработки в конкретных горнотехнических условиях**

Возможность реализации теоретически обоснованных решений по применению аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок должна оцениваться путем комплексной оценки ее эффективности и безопасности в сравнении с традиционными геотехнологиями.

С одной стороны, здесь, прежде всего, стоит говорить о базовых технико-экономических критериях (начальные капитальные затраты, стоимость и продолжительность работ подготовительного периода, стоимость 1 м<sup>3</sup> проходки и крепления выработки, численность и производительность проходчиков, общая продолжительность работ), а с другой – всесторонне рассматривать возникающие на всех этапах работ геотехнологические риски.

Учитывая отсутствие представительного опыта сооружения вертикальных выработок по аддитивной технологии в нашей стране, наиболее адекватным подходом к проведению подобного исследования является метод экспертных оценок. Этот метод не является новым применительно к решению задач в горном деле и достаточно широко апробирован, как для оценки геомеханических и технологических критериев [95-96], так и при анализе экономических показателей эффективности горной промышленности [97-98].

На основании анализа современного отечественного и зарубежного опыта строительства стволов, можно применить четыре основных варианта технологий строительства выработок (табл. 4.2.1). Два из них представляют собой классические буровзрывные технологии, в двух других вариантах предусматривается механическое разрушение пород в забое выработки. Вариант с применением комплекса SBR в настоящее время апробирован при строительстве стволов по заказу компании ООО «Славкалий» [99] в весьма сложных гидрогеологических условиях.

Таблица 4.2.1 – Характеристика вариантов строительства стволов

Вариант	Описание
1-СБМБ	Строительство ствола по совмещенной технологической схеме буровзрывным способом с креплением монолитным бетоном
2-ПБНБ	Строительство ствола по параллельной технологической схеме буровзрывным способом с применением передовой набрызгбетонной крепи
3-МКМБ	Строительство ствола с применением комплекса с механическим разрушением пород избирательного действия типа SBR
4-АБНБ	Аддитивная технология строительства ствола бурением с последующим возведением торкрет-бетонной крепи

Экспертная оценка вариантов реализована по следующему алгоритму.

**1. Формирование и оценка характеристик объекта.** Технологические решения оценивались применительно к участку вертикального ствола между двумя горизонтами, расположенными на относительных отметках «минус» 500,0 м и «минус» 800 м. Диаметр ствола в свету – 6,0 м. Характеристика

свойств пород геологического разреза рассматриваемого участка приведена в табл. 4.2.2.

Представленный геологический разрез включает два слоя осадочной толщи, представленные песчаниками средней крепости и низкопрочными аргиллитами, ниже залегают высокомодульные породы вулканического происхождения.

Общий водоприток в рассматриваемом интервале ожидается в объеме 2,3 м<sup>3</sup>/час.

Таблица 4.2.2 – Физико-механические характеристики пород

№ п/п	Интервал глубин, м	Тип пород	Плотность сухой горной породы, г/см <sup>3</sup>	Пределы прочности (в куске), МПа			Коэффициент трещиноватости	Удельное сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Модуль деформации с учетом нарушения массива, ГПа	Коэффициент Пуассона, д.ед.
				при сжатии в сухом состоянии	при сжатии в водонасыщенном состоянии	при растяжении					
1	500 - 550	Песчаники	2,74	73,6	66,7	10,5	0,4	18	45	16,3	0,24
2	550 - 560	Аргиллит	2,71	34	32	7,3	0,2	22,3	41	7,8	0,34
3	560 - 650	Туф базальтового состава	2,97	149,0	138,8	13,2	0,4	28,3	56	46,3	0,24
4	650 - 770	Базальтовая толща	2,96	199,5	178,2	24,6	0,8	40,5	58	77,6	0,25
5	770 - 800	Долерит	2,84	187,5	172,3	22,6	0,6	58,1	52	67,4	0,24

Результаты оценки устойчивости пород массива приведены в табл. 4.2.3.

Таблица 4.2.3 – Результаты оценки устойчивости пород

№ п/п	Интервал глубин, м	Тип пород	Рейтинг RMR	Категория устойчивости
1	500 - 550	Песчаники	47	III
2	550 - 560	Аргиллит	25	IV
3	560 - 650	Туф базальтового состава	69	II

№ п/п	Интервал глубин, м	Тип пород	Рейтинг RMR	Категория устойчивости
4	650 - 770	Базальтовая толща	84	I
5	770 - 800	Долерит	75	II

**2. Подбор экспертов.** Корректность оценок определяется уровнем знаний и компетенций отдельных экспертов и их общим количеством. В настоящем исследовании использован принцип формирования ограниченных экспертных групп:

Группа I-B – сотрудники профильных кафедр высших учебных заведений.

Группа II-II – сотрудники специализированных проектных институтов.

Группа III-III – сотрудники шахтостроительных компаний.

Каждая группа состоит из не менее 5 экспертов.

При ранжировании оценок учитывался коэффициент компетентности, который определяется по априорным данным следующим образом.

По результатам опроса экспертов определялся базовый коэффициент компетентности  $i$ -го эксперта:

$$K_{6i} = \frac{\sum_{j=1}^n X_{ij}}{\sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n X_{ij}}, \quad (4.2.1)$$

где  $n$  – количество экспертов;

$X_{i,j}$  – переменный параметр, принимаемый равным  $X_{i,j} = 1$ , если  $j$ -й эксперт рекомендовал  $i$ -го эксперта,  $X_{i,j} = 0$ , если  $j$ -й эксперт не рекомендовал  $i$ -го эксперта.

Далее находится итоговой коэффициент путем умножения базового значения на коэффициент, учитывающий опыт и уровень квалификации эксперта:

$$K_i = K_{ki} \cdot K_{6i}, \quad (4.2.2)$$

где  $K_{ki}$  принимается следующим образом:

1) Для группы I-B:

$K_{ki}=1,0$  – для сотрудников докторов наук;  $K_{ki}=0,9$  – для кандидатов наук,  $K_{ki}=0,8$  – для неостепенённых сотрудников.

2) Для групп II-II и III-III:

$K_{ki}=1,0$  – для сотрудников со стажем работы более 10 лет;  $K_{ki}=0,9$  – при стаже от 5 до 10 лет,  $K_{ki}=0,8$  – для сотрудников со стажем менее 5 лет.

**3. Опрос экспертов.** Опрос экспертов осуществляется методом анкетирования в онлайн режиме. Для этих целей подготавливаются необходимые информационные материалы, реализованные в виде электронных форм табличного типа в программе MS Excel. Структура форм включает три закладки (листа):

- 1 – необходимые персональные данные об эксперте;
- 2 – описание кейса и шаблон результатов;
- 3 – дополнительные вопросы для уточнения использованных источников информации и аргументации экспертов.

**1. Обработка экспертных оценок.** По количеству итераций принимается одношаговое исследование с оцениванием вариантов строительства с помощью относительной численной шкалы.

По способу обработки мнений экспертов: непосредственная обработка.

Характеристика принятых критериев оценивания сравниваемых вариантов и результаты определения их весового значения приведены в табл. 4.2.4.

Таблица 4.2.4 – Характеристика показателей оценивания сравниваемых вариантов

№ п/п	Критерии	Взвешенное значение*
П1	Начальные капитальные затраты	3
П2	Себестоимость 1 м <sup>3</sup> проходки	5
П3	Общая продолжительность строительства	4
П4	Сложность работ подготовительного периода	2
П5	Условия труда и безопасность горнопроходческих работ	6
П6	Уровень механизации /доля ручного труда	1

\*1- наименее важный критерий, 6 - наиболее важный критерий



С учетом обозначенной градации определяется оценка по каждому критерию для всех вариантов строительства от самой низкой (10 баллов) до наиболее высокой (40 баллов). После этого формируется матрица средних значений оценок и вычисляется с учетом весового значения критериев.

По итогам обработки полученных результатов также производится оценка согласованности мнений экспертов путем оценки дисперсии данных и вычисления коэффициента конкордации по известным зависимостям.

Результаты экспертной оценки, реализованной по описанному алгоритму, сведены в табл. 4.2.5.

Таблица 4.2.5 – Результаты экспертной оценки вариантов

Шифр варианта	Показатели						Суммарный балл	Ранг
	П1	П2	П3	П4	П5	П6		
1-СБМБ	<b>93</b>	<b>192</b>	83	<b>79</b>	112	12	571	II
2-ПБНБ	85	183	<b>113</b>	64	109	15	569	III
3-МКМБ	67	168	104	54	128	40	561	IV
4-АБНБ	81	175	111	73	<b>139</b>	<b>48</b>	<b>627</b>	I

По результатам сравнения наивысшие итоговые баллы получены для предложенного в диссертационной работе варианта 4-АБНБ и традиционного варианта 1-СБМБ, который имеет значительно более низкие результаты по показателю безопасности и уровня механизации. Вариант 2-ПБНБ немного проигрывает варианту 1-СБМБ, прежде всего, по критериям П1 и П4, а наихудший результат для варианта 3-МКМБ обусловлен большими капитальными затратами (стоимость комплекса достигает 10 - 12 млн евро) и сложностью работ подготовительного периода.

### **4.3 Оценка геотехнических рисков применения разработанных технических решений**

Актуальным вопросом эффективности применения разработанных технических решений является оценка возможных геотехнических рисков, возникающих при строительстве вертикальных выработок.

Рекомендуемый общий перечень опасностей аварии на стадии эксплуатации горного предприятия согласно Руководству [100] имеет вид:

- 1) Опасность аварии в результате взрыва газа (газа и пыли).
- 2) Опасность аварии в результате горного удара.
- 3) Опасность аварии в результате внезапного выброса угля (породы) и газа.
- 4) Опасность аварии в результате прорыва воды или пульпы в подземные горные выработки.
- 5) Опасность аварии в результате эндогенного пожара.
- 6) Опасность аварии в результате экзогенного пожара.
- 7) Опасность аварии в результате обрушения горных пород.
- 8) Опасность аварии в результате ведения взрывных работ.
- 9) Опасность аварии в результате влияния субъективного (человеческого) фактора.

Предлагаемая аддитивная технология, очевидно, характеризуется более низкими уровнями рисков по п. 1,2,3, 5 и 7 приведенного перечня благодаря отсутствию буровзрывных работ.

Областью применения технологии являются выработки с объемом водопритока менее 8 м<sup>3</sup>/час, либо выработки, где предварительно осуществлён комплексный тампонаж околоствольных горных пород. Минимизация установившегося водопритока при этом обеспечивается бурением передовой скважины и обеспечением дренажа воды на нижний горизонт с последующим организованным отведением.

Таким образом, целесообразно далее исследовать два вида опасностей аварии, с учетом технологической последовательности производства работ:

1) Обрушение/вывал горных пород в незакрепленной выработке во время или после ее бурения на полный диаметр.

2) Влияние человеческого фактора (уровня классификации бурильщиков), обуславливающее развитие фактических отклонений оси выработки от проекта при бурении, делающей непригодной ее к эксплуатации, а также способствующей развитию рискованной ситуации, связанной с обрушением пород.

Для оценки рисков использована типовая методика с определением итогового показателя с учетом весовой доли каждого фактора [100-104].

Как уже отмечалось ранее, для исследуемой технологии не получится определить количественные показатели риска из-за отсутствия представительной практики ее применения и собранных данных о частоте и степени тяжести инцидентов и аварий. Несмотря на это, можно вычленивать ключевые факторы, влияющие на вероятность реализации опасностей и дать их оценку, а затем методами статистического анализа определить степень влияния того или иного фактора на вероятность реализации аварии.

По блоку факторов рассчитывается итоговый балл как среднее число по баллам факторов с учетом весов. При этом вес фактора устанавливается как отношение ранга фактора к сумме рангов в пределах блока факторов:

$$W_x = \frac{r_x}{\sum_{i=1}^n r_i}, \quad (4.3.1)$$

где  $W_x$  – вес  $x$ -го фактора;  $r_x$  – ранг  $x$ -го фактора;  $n$  – количество факторов в блоке.

Итоговое значение уровня риска сравнивается с пороговыми значениями, устанавливаемыми перед началом оценки: ОН – очень низкий риск – 0,1; Н – низкий риск – 0,3; Ср – средний риск – 0,5; В – высокий риск – 0,7; ОВ – очень высокий риск – 0,9.

Результаты проведенной оценки рисков по двум выделенным опасностям для предложенной аддитивной технологии приведены в табл. 4.3.1.

Таблица 4.3.1 – Результаты оценки геотехнических рисков

№ п/п	Факторы, влияющие на опасность	Критерий установления индекса опасности аварии	Итоговый балл по варианту	
			4-АБНБ	1-СБМБ
1) А-фактор: обрушение/вывал горных пород в незакрепленной выработке во время или после ее бурения на полный диаметр.				
А1	Наличие неустойчивых слоев пород ограниченной мощности	Да/нет	0,3	0,3
А2	Динамическое воздействие на околоствольный массив	БВР / Механическое воздействие	0,3	0,5
А3	Время нахождения пород в обнаженном состоянии	Значительное / незначительное	0,6	0,1
А4	Возможность доразведки свойств околоствольных пород	Да/нет	0,1	0,5
А5	Отклонения/нарушения при проходке и креплении	Многоэтапная/одноэтапная технология	0,5	0,1
А6	Влияние водопритоков	Трубопроводная/не трубопроводная система	0,2	0,3
А7	Выход из строя оборудования	Полностью / частично / не влияет	0,2	0,1
Итого по блоку фактора А			<b>0,31</b>	<b>0,27</b>
2) Б-фактор: опасность аварии из-за развития технологических отклонений оси выработки от проектного положения				
Б1	Наличие переслаивания разнопрочных пород	Да / Нет	0,3	0,3
Б2	Уровень требований к классификации проходчиков	Высокий/Средний	0,3	0,1
Б3	Возможность маркшейдерского контроля после каждого цикла работ	Непосредственно человеком/Дистанционно	0,3	0,1
Б4	Выход из строя оборудования	Полностью / частично / не влияет	0,5	0,1
Итого по блоку фактора Б			<b>0,35</b>	<b>0,15</b>

Оценка выполнена для горнотехнических условий, описанных в разделе 4.2 диссертации. Для сравнения аналогичная оценка также произведена для традиционного варианта 1-СБМБ.

Таким образом:

**- по А фактору:** обрушение/вывал горных пород в незакреплённой выработке во время или после ее бурения на полный диаметр – уровень риска для технологии 4-АБНБ оценивается как средний.

**- по Б фактору:** опасность аварии из-за развития технологических отклонений оси выработки от проектного положения – уровень риска для технологии 4-АБНБ также оценивается как средний.

Полученные результаты требуют более комплексного изучения выделенных геотехнических рисков с привлечением аппарата математического моделирования.

#### **4.4 Количественный анализ влияния технологических отклонений при реализации аддитивной технологии на параметры НДС приконтурных пород**

С учетом выводов п. 4.3 дополнительно выполнена оценка негативного влияния технологических отклонений на параметры НДС приконтурных пород при сооружении вертикальной горной выработки по аддитивной технологии в рассматриваемых горнотехнических условиях (см. табл. 4.2.2).

В качестве исследуемого технологического параметра по данным практики принято отклонение вертикальной оси пробуренной выработки от проектного положения на угол до  $10^\circ$ . Разрезы пространственных конечно-элементных моделей представлены на рис. 4.4.1.

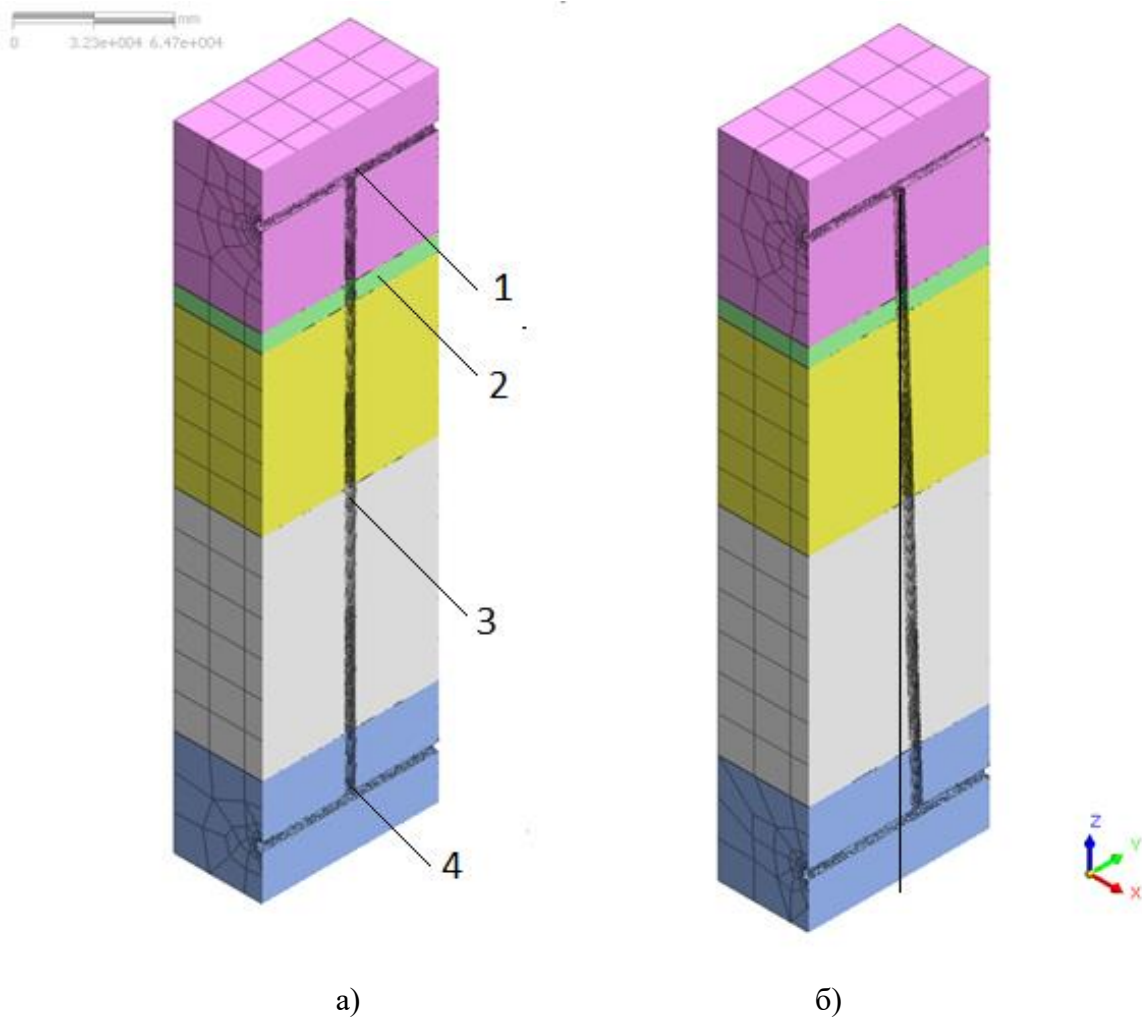


Рисунок 4.4.1 –Разрезы пространственных конечно-элементных моделей:  
 а) участка выработки с проектными параметрами; б) участка с отклонением вертикальной  
 оси на угол  $10^\circ$ ;  
 1 – сопряжение с верхним горизонтом; 2 – «слабый» слой пород; 3 – пробуренный участок  
 выработки; 4 – сопряжение с нижним горизонтом

На рисунке 4.4.2 представлены изополя главных напряжений в прикон-  
 турных породах, полученные в результате расчета пространственной модели  
 участка вертикальной выработки с проектными параметрам. Задача решалась  
 в гравитационном поле напряжений.

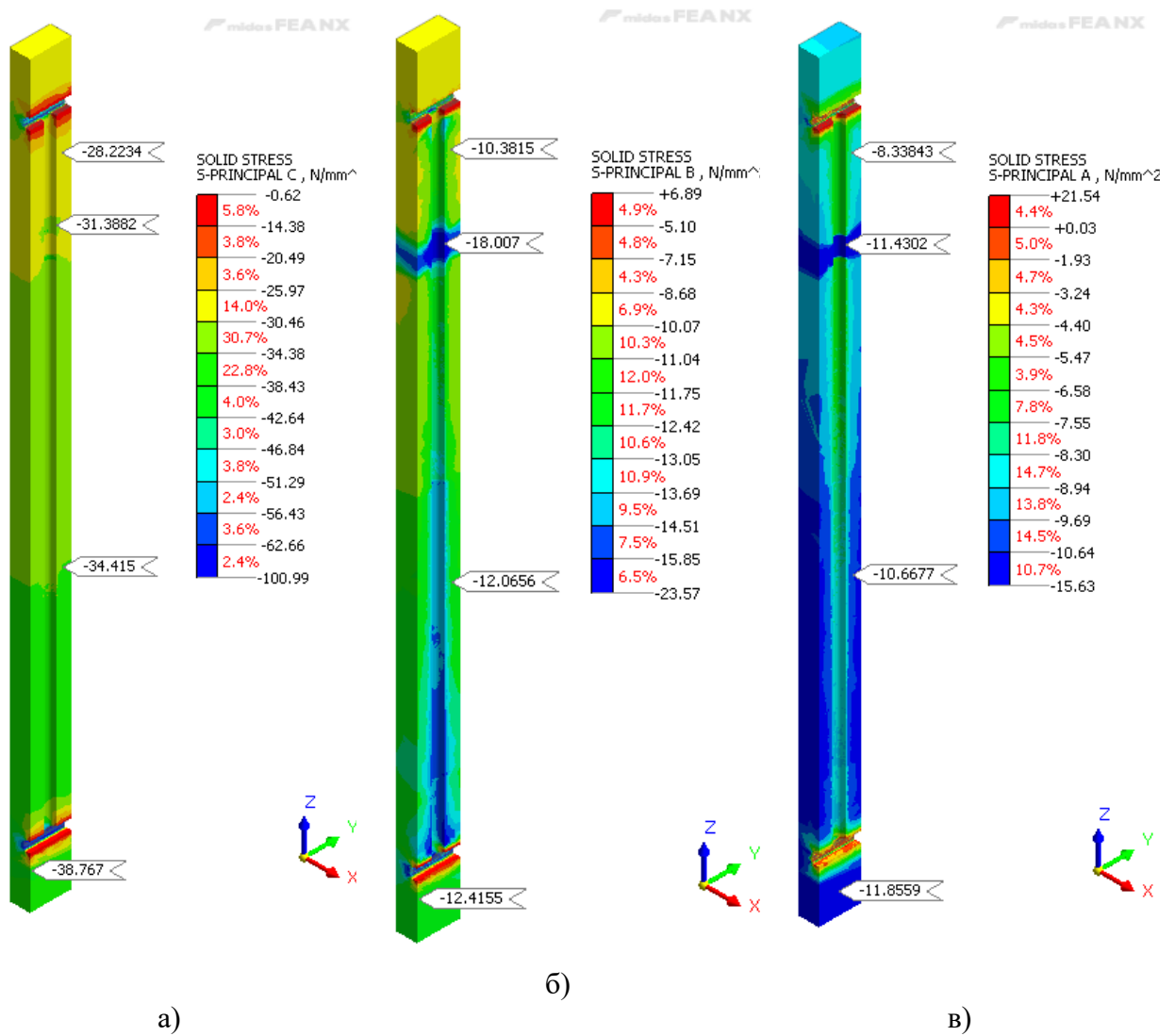


Рисунок 4.4.2 – Изополя главных напряжений в приконтурных породах на участке вертикальной выработки с проектными параметрами:

- а) главные напряжения  $\sigma_1$ , МПа; б) главные напряжения  $\sigma_2$ , МПа;
- в) главные напряжения  $\sigma_3$ , МПа

Аналогичные результаты для участка с отклонением вертикальной оси выработки приведены на рис. 4.4.3.

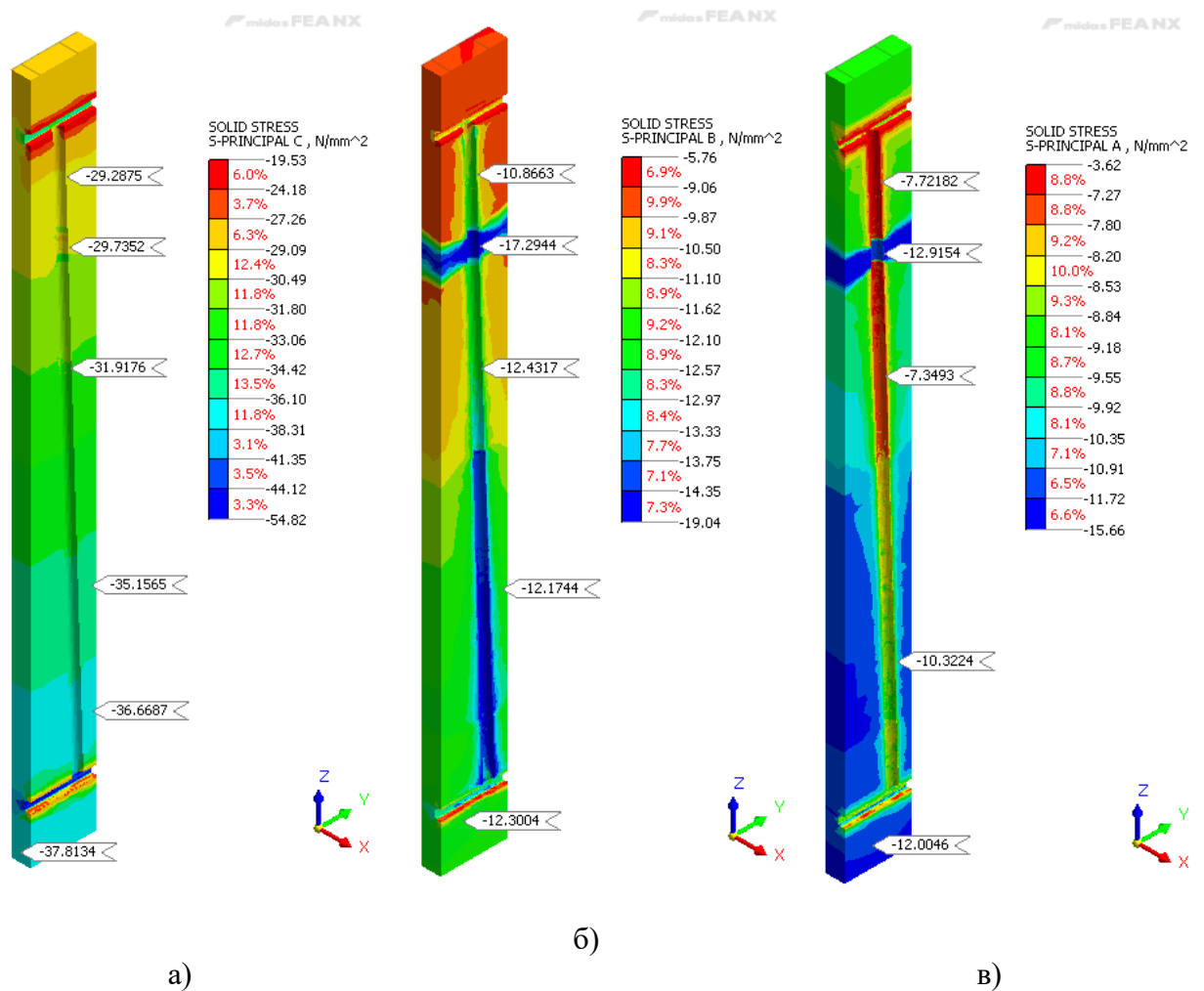


Рисунок 4.4.3 – Изополя главных напряжений в приконтурных породах на участке выработки с отклонением проектной оси:

а) главные напряжения  $\sigma_1$ , МПа; б) главные напряжения  $\sigma_2$ , МПа;

в) главные напряжения  $\sigma_3$ , МПа

Сравнительный количественный анализ полученных расчетных значений показывает, что наличие отклонения вертикальной оси выработки на угол до  $10^\circ$  не приводит к заметному росту напряжений в приконтурных породах.

На рис. 4.4.4 и 4.4.5 приведены результаты оценки устойчивости приконтурных пород в виде изополей и значений горизонтальных смещений стенок выработки и коэффициента устойчивости для двух рассматриваемых расчетных случаев.



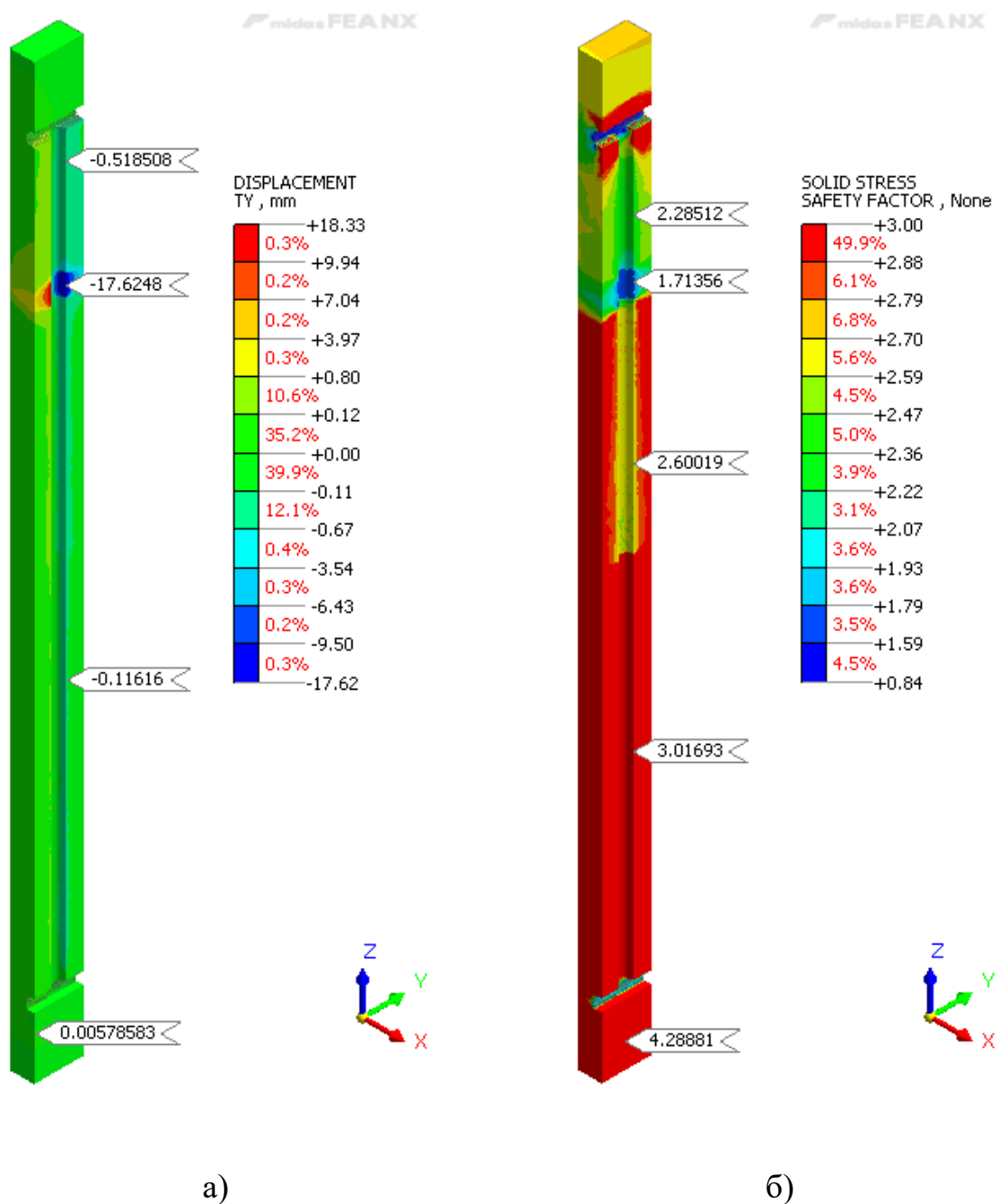


Рисунок 4.4.4 – Результаты оценки устойчивости приконтурных пород на участке выработки с проектными параметрами:

а) горизонтальные смещения стенок выработки, мм; б) коэффициент устойчивости приконтурных пород

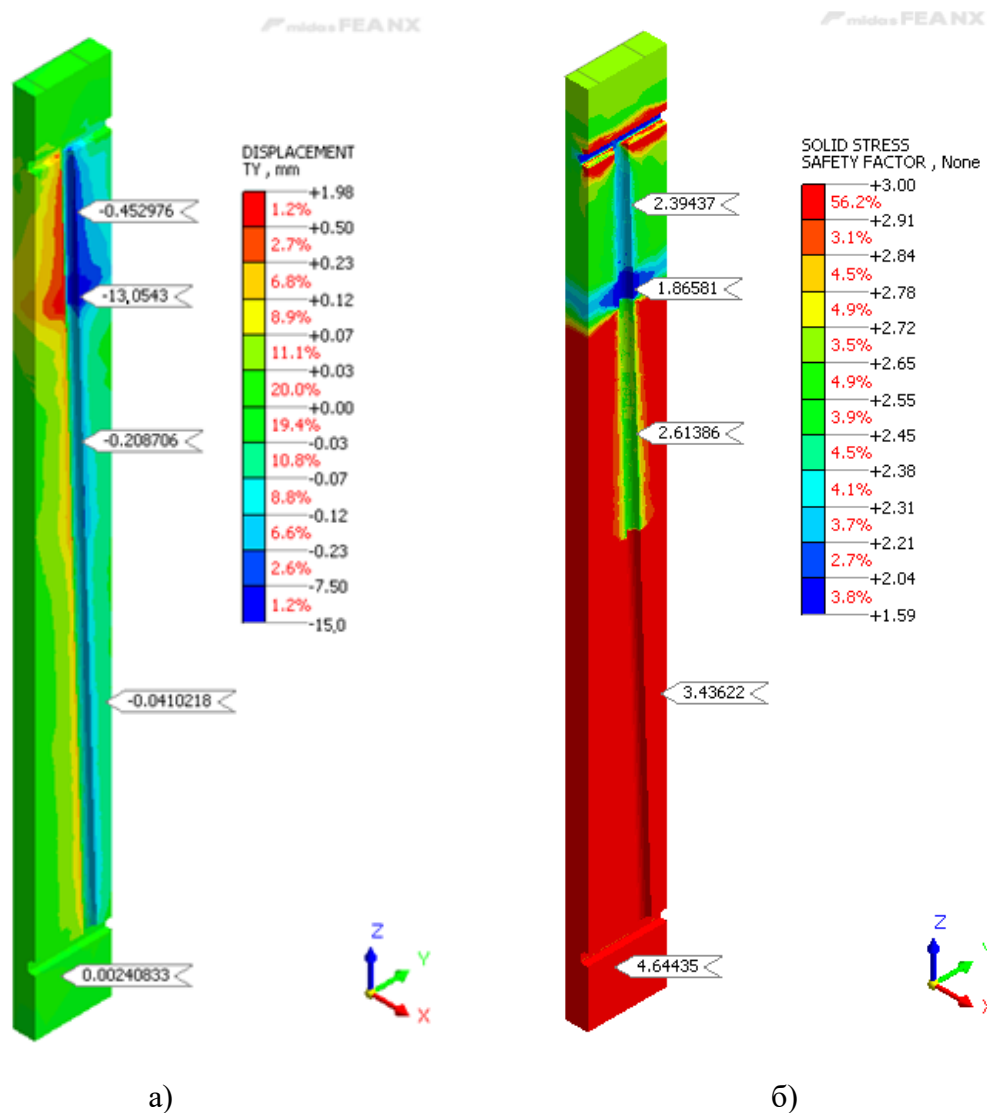


Рисунок 4.4.5 – Результаты оценки устойчивости приконтурных пород на участке выработки с отклонением вертикальной оси:

а) горизонтальные смещения стенок выработки, мм; б) коэффициент устойчивости приконтурных пород

Результаты расчета также подтверждают, что наличие технологического отклонения не приводит к снижению устойчивости вертикальной выработки.

Более детально изучена динамика изменения НДС для участка вертикальной выработки в неустойчивых породах (аргиллитах с величиной рейтинга RMR – 25). При проведении расчетов изменялись величины вертикального горного давления, прикладываемого на верхнюю грань пространственных моделей. Примеры результатов расчета по участку с проектными параметрами приведены на рис. 4.4.6 и 4.4.7, с отклонениями – на рис. 4.4.8 и 4.4.9.

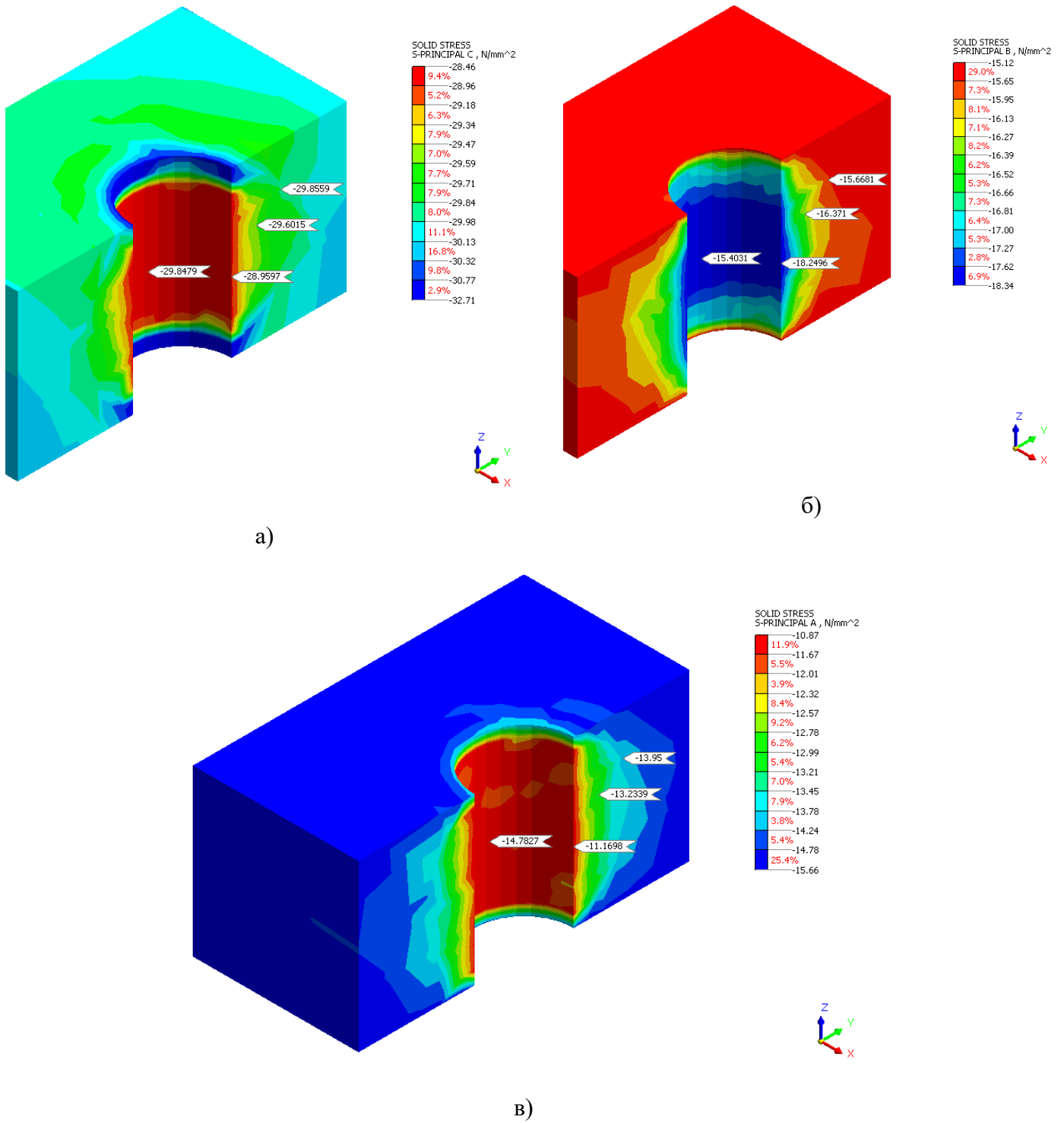
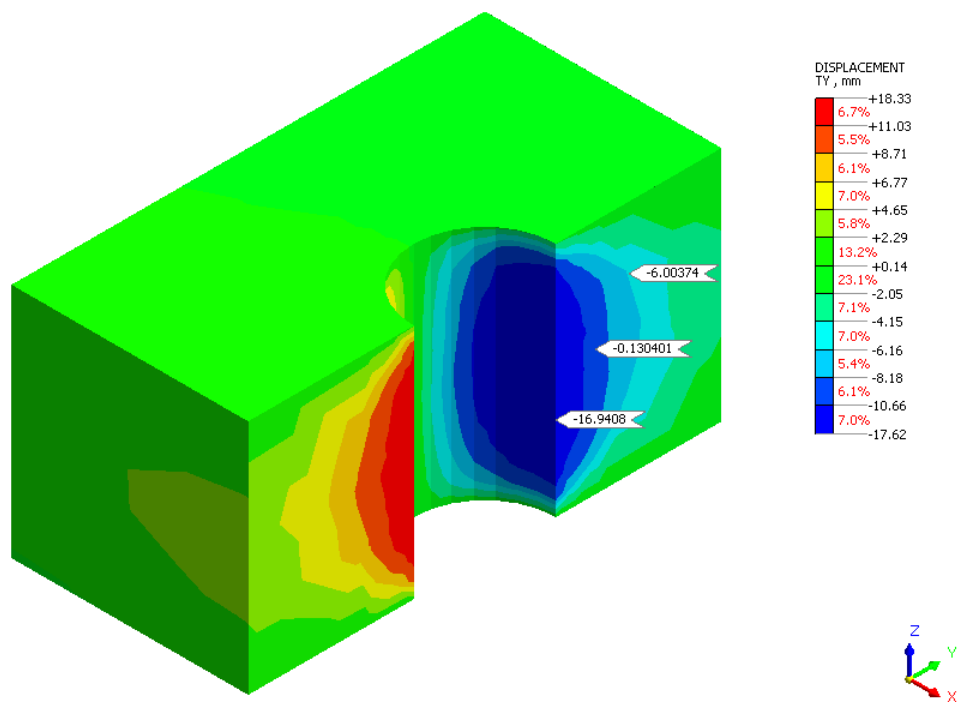
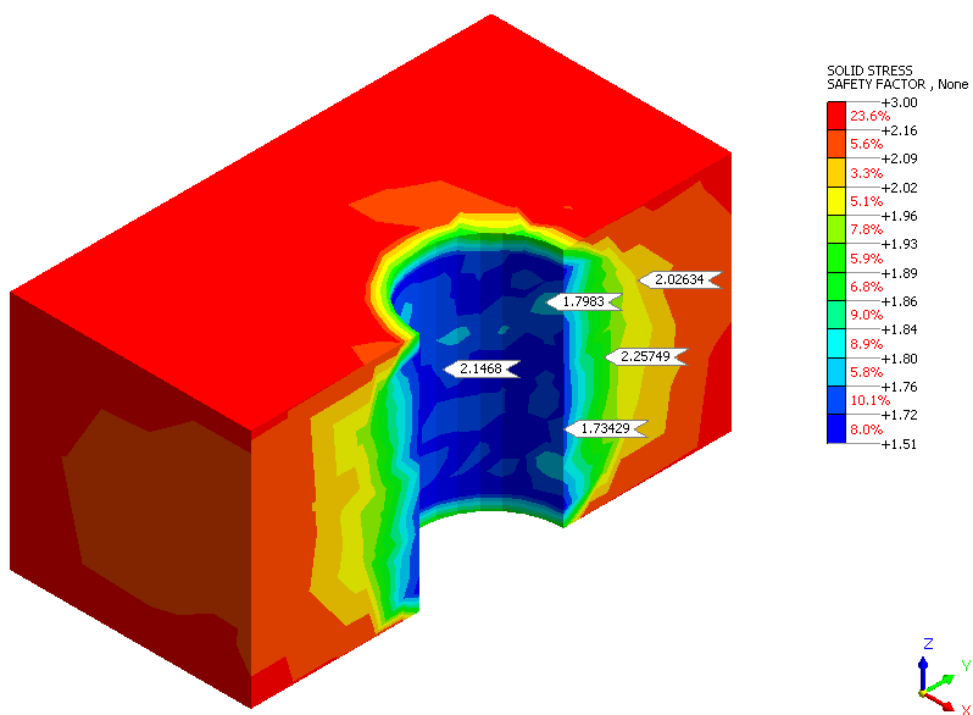


Рисунок 4.4.6 – Изополя главных напряжений в приконтурных породах на ослабленном участке вертикальной выработки с проектными параметрами:

- а) главные напряжения  $\sigma_1$ , МПа; б) главные напряжения  $\sigma_2$ , МПа;
- в) главные напряжения  $\sigma_3$  МПа

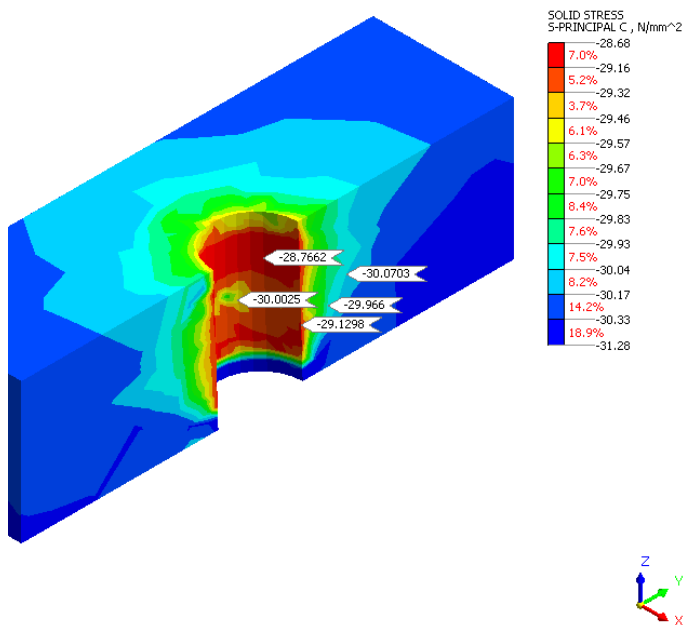


а)

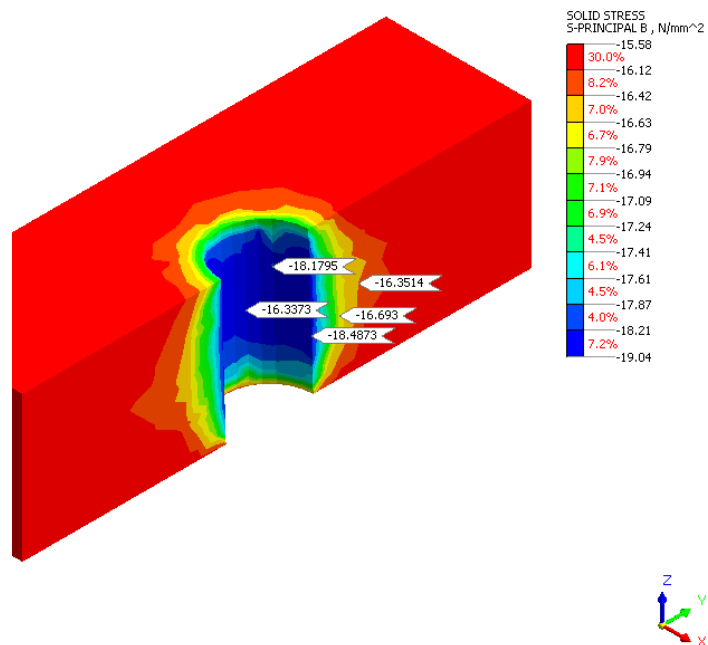


б)

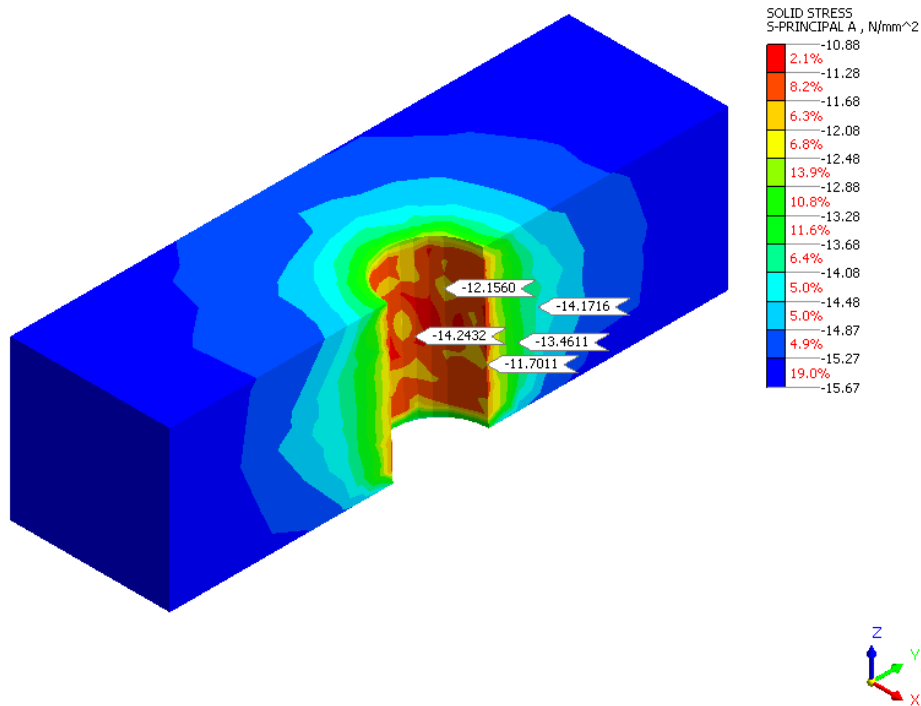
Рисунок 4.4.7 – Результаты оценки устойчивости приконтурных пород на ослабленном участке выработки с проектными параметрами:  
а) горизонтальные смещения стенок выработки, мм; б) коэффициент устойчивости приконтурных пород



а)



б)



в)

Рисунок 4.4.8 – Изополя главных напряжений в приконтурных породах на ослабленном участке вертикальной выработки с отклонением вертикальной оси:

- а) главные напряжения  $\sigma_1$ , МПа; б) главные напряжения  $\sigma_2$ , МПа;  
в) главные напряжения  $\sigma_3$  МПа

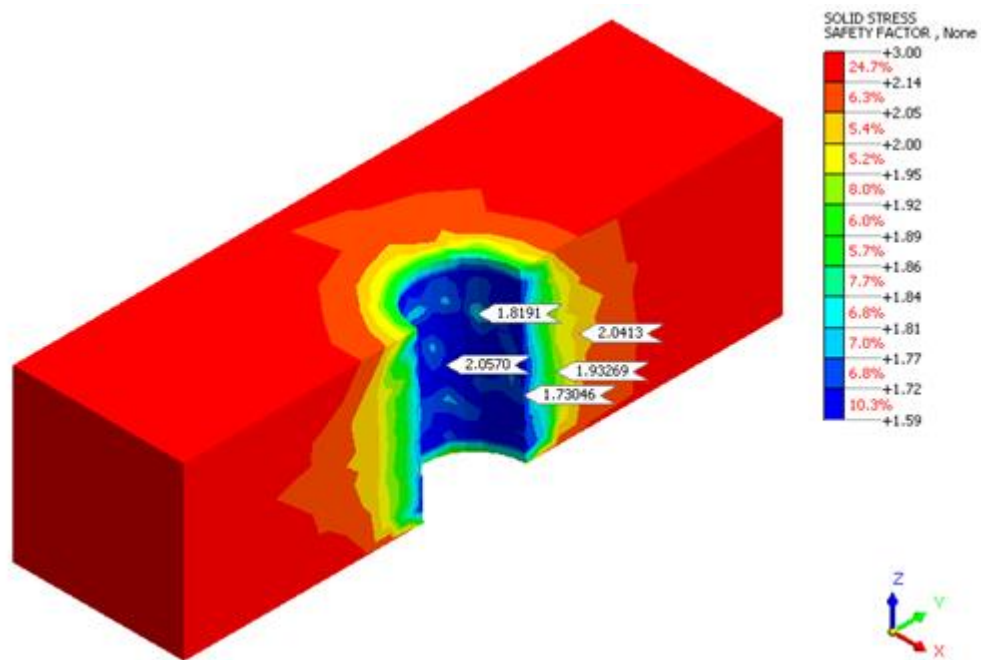


Рисунок 4.4.9 – Изополя и значения коэффициента устойчивости приконтурных пород на ослабленном участке выработки с отклонением вертикальной оси

По результатам обработки данных построены графики изменения главных напряжений и коэффициента устойчивости для рассмотренных расчетных случаев (рис. 4.4.10 и 4.4.11).

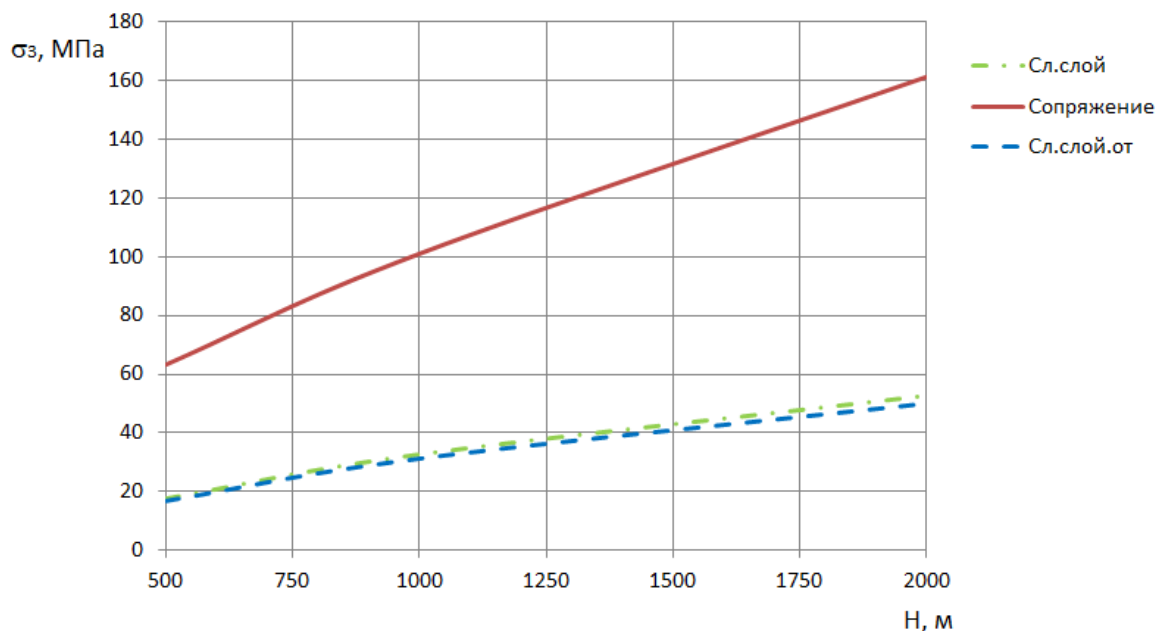


Рисунок 4.4.10 – Графики изменения главных напряжений в приконтурных породах выработки в зависимости от глубины залегания расчетного участка:

Сл. слой – на участке слабого слоя пород в выработке с проектными параметрами;  
Сл. Слой.от – на участке слабого слоя пород в выработке с отклонением вертикальной оси; сопряжение – в районе нижнего сопряжения

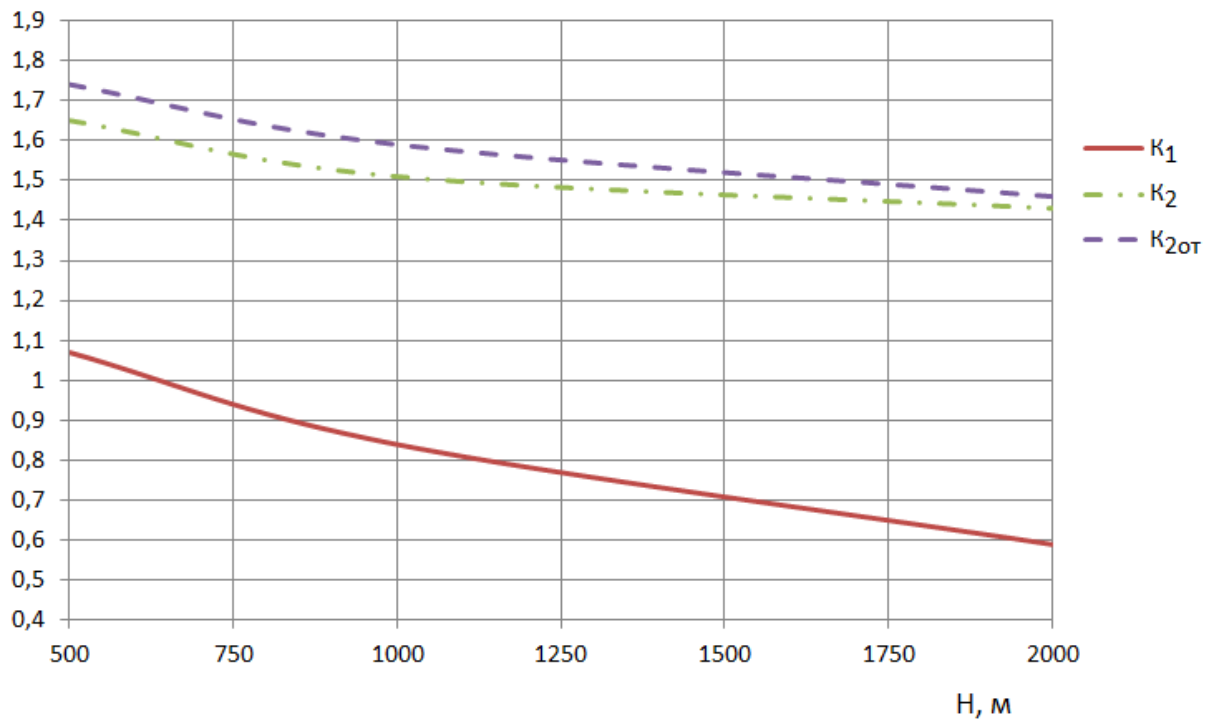


Рисунок 4.4.11 – Графики изменения коэффициентов устойчивости пород в зависимости от глубины залегания расчетного участка выработки: K<sub>1</sub> – в районе нижнего сопряжения; K<sub>2</sub> – на участке залегания слабого слоя в выработке с проектными параметрами; K<sub>2от</sub> – то же на участке с отклонениями вертикальной оси выработки

Таким образом, результаты моделирования показали, что в рассматриваемом расчетом случае наличие технологического отклонения не привело к росту геомеханических рисков, при этом общая геомеханическая ситуация на участке пробуренной выработки, несмотря на пересечение неустойчивого породного слоя значительно лучше, чем в районе нижнего сопряжения. К наиболее негативному расчётному случаю, в этой связи можно отнести наличие значительных технологических отклонений при бурении выработки непосредственно в районе сопряжения с нижним горизонтом.

Результаты работы, в том числе методика определения параметров крепления, использованы компанией ООО «НПИ «Недра» при оценке вариантов строительства горных выработок рудников Урала, шахт Кузбасса, а также выборе и обосновании параметров их крепления.

## Выводы по главе 4

1. Рассмотрены технологические аспекты аддитивной технологии строительства вертикальных горных выработок с выделением девяти основных этапов работ, для которых определены продолжительность или скорость их выполнения, а также перечень возможного оборудования. Разработан алгоритм реализации геотехнологии.

2. Выполнена сравнительная экспертная оценка технико-экономической эффективности традиционных и предложенного варианта строительства вертикальных горных выработок. Установлено, что по ряду основных показателей аддитивная технология значительно превосходит совмещенную и параллельную технологическую схемы проходки выработок буровзрывным способом.

3. Произведена оценка геотехнических рисков применения разработанных решений. Установлено, что по фактору «опасность аварии из-за развития технологических отклонений оси выработки от проектного положения» – уровень риска для разработанной аддитивной технологии оценивается как средний.

4. Количественный анализ влияния технологических отклонений при реализации аддитивной технологии на параметры НДС приконтурных пород показал, что отклонение вертикальной оси пробуренной выработки на угол  $10^\circ$  не приводит к заметному ухудшению геомеханической ситуации и снижению устойчивости приконтурных пород, при этом критические величины напряжений возникают, прежде всего, в породах в районе сопряжений.

По результатам исследований сформулировано **третье научное положение:**

3. Установлено, что при реализации аддитивной технологии крепления необходимо проведение лазерного сканирования поверхности ствола до и после нанесения слоев крепи с уточнением фактического положения вертикальной оси выработки, при этом отклонение оси на угол до  $10^\circ$  не приводит к



существенному снижению несущей способности крепи на протяженных участках как в однородных, так и в неоднородных породах.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, на основе выполненных теоретических и экспериментальных исследований разработаны новые технические и технологические решения по реализации аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок, что имеет существенное значение для экономики горной отрасли страны.

Научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. На основании анализа состояния вопроса сформулирована концепция применения аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок, базирующаяся на применении роботизированных и автоматизированных безлюдных комплексов для бурения и крепления выработок, обеспечивающих сохранность околоствольного массива и удаление человека из техногенно опасной среды.

2. На основе теоретических и шахтных исследований обоснованы параметры математических моделей вертикальных горных выработок, сооружаемых с применением элементов аддитивной технологии, в различных горно-технических условиях.

3. Выявлены закономерности изменения напряженно-деформированного состояния приконтурных пород и крепи при бурении вертикальных выработок на основных стадиях реализации аддитивной технологии: бурения передовой скважины, разбуривания скважины снизу вверх на проектное сечение, крепления выработки сверху вниз отдельными слоями. Исследовано влияние на этот процесс основных геомеханических факторов: параметров начального поля напряжений, структурной неоднородности пород, влияния приствольных выработок и др.

4. Разработана методика определения параметров крепления вертикальных горных выработок по аддитивной технологии для различных горно-технических условий. В широком диапазоне условий крепление выработок может быть осуществлено торкрет-бетоном и торкрет-фибробетоном классов

В25 - В40 с его послойным нанесением по результатам лазерного сканирования и компьютерного моделирования.

5. Рассмотрены технологические аспекты аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок с выделением основных этапов работ, для которых определены продолжительность или скорость их выполнения, а также перечень возможного оборудования. Разработан алгоритм реализации геотехнологии.

6. Выполнена сравнительная экспертная оценка технико-экономической эффективности традиционных и предложенного варианта строительства вертикальных горных выработок. Установлено, что по ряду основных показателей аддитивная технология значительно превосходит совмещенную и параллельную технологическую схемы проходки выработок буровзрывным способом.

7. Произведена оценка геотехнических рисков применения разработанных решений. Установлено, что по фактору «опасность аварии из-за развития технологических отклонений оси выработки от проектного положения» – уровень риска для разработанной аддитивной технологии оценивается как средний, при этом отклонение вертикальной оси пробуренной выработки на угол 10° не приводит к заметному ухудшению геомеханической ситуации и снижению устойчивости приконтурных пород.

8. Полученные в работе результаты использованы компанией ООО «НПИ «Недра» при оценке вариантов строительства горных выработок рудников Урала, шахт Кузбасса, а также выборе и обосновании параметров их крепления, что подтверждено актом внедрения.

Содержание диссертации опубликовано:

*в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки*

1. Голембо О.Д. Аддитивная технология строительства вертикальных стволов горных предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2024. № S3. С. 3-14.

2. Голембо О.Д. Определение параметров торкрет-бетонной крепи ствола, пройденного способом бурения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2024. № S3. С. 15-24.

3. Плешко М.С., Голембо О.Д. Методика определения параметров торкрет-бетонного крепления шахтных стволов, пройденных способом бурения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2024. № 2. С. 403-415.

4. Голембо О.Д. Оценка геотехнических рисков, возникающих при строительстве стволов способом бурения // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2024. № 3. С. 397-407.

*в прочих изданиях*

5. Маркин И.В., Голембо О.Д. Эффективные направления совершенствования технологии бетона и железобетона для подземного строительства // Инновационные научные исследования. 2021. № 6-1 (8). С. 39-45.

6. Голембо О.Д. Концепция безлюдной технологии сооружения вертикальных выработок способом бурения // В сборнике: Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики. Материалы 18-ой Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики. Под общей редакцией Р.А. Ковалева. Тула, 2022. С. 198-202.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Pleshko M.S., Pankratenko A.N., Nasonov A.A., Isaev A.S. Geomechanical monitoring and stress–strain analysis of lining in ultra deep mine shafts. *Eurasian Mining*. 2023. 39(1). Pp. 13 - 19.
2. Cheng W., Zhishu Y., Weipei X., Ping Z., Fang Y. Experimental study on the dynamic mechanical properties of high-performance hybrid fiber-reinforced concrete of mine shaft lining. *Journal of Materials Research and Technology*. 2021. 14(05).
3. Pleshko, M.S., Pankratenko, A.N., Pleshko, M.V., Nasonov, A.A. Assessment of stress–strain behavior of shaft lining in bottomhole area during sinking by real-time monitoring and computer modeling data // *Eurasian Mining*. 2021. 35(1). Pp. 25-30.
4. Исаев А.С. и др. Технология строительства вертикальных горных выработок: учеб. пособие для обуч. по напр. специалитета «Горное дело». НИТУ МИСиС. Новочеркасск: Лик, 2018. 330 с.
5. Kaledin, O.S. Innovative construction technology for ultra deep shafts. *Gornyi Zhurnal*. 2014. No 4. Pp. 77 - 81.
6. Ципотан Д. Выставка «РУДНИК. УРАЛ – 2023»: выходим на новые мощности // *Добывающая промышленность*. 2023. № 6. С. 46-62.
7. Левит В.В., Борщевский С.В., Прокопов А.Ю. Основные направления совершенствования бурения шахтных стволов большого диаметра // *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2012. № 6. С. 39-46.
8. Качан В. Г. Бурение шахтных стволов и скважин / В. Г. Качан, Купчинский И. А. – М.: Недра, 1984. – 278 с.
9. Cao M., Liang H., Fan D., Wang Yi, Jiang H., Sun N. Ultrasonic logging instrument for shaft sinking by drilling. *Measurement* 132 (2019). 344 - 349.
10. Ali Lashgari A., Fouladgar M.M., Yazdani-Chamzini A., Skibniewski M.J. Using an integrated model for shaft sinking method selection. *Journal of civil engineering and management*. 2011. Volume 17(4). Pp. 569 - 580.

11. Kicki J. Vertical and Decline Shaft Sinking – Good Practices in Technique and Technology International Mining Forum 2015.
12. LIU Zhiqiang, LI Shucui, WANG Dajuan, SONG Zhaoyang, LIU Zhengyu, TIAN Yanchao, JING Guoye. Analysis of key technology and research path of full section boring machine for 1000 m vertical shaft with hard rock strata[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(8): 3163-3174.
13. Цимбаревич П.М., Покровский Н.М. Проходка капитальных выработок. М. – Л.: Моск. горный ин-т им. И. В. Сталина, 1940. 472 с.
14. Покровский Н.М. Проходка вертикальных стволов шахт обычным способом. М. – Л.: Углетехиздат, 1952. 324 с.
15. Покровский Н.М. Проходка и углубка стволов шахт. М.: Недра, 1967. 244 с.
16. Абрамсон Х.И., Булычев Н.С. Крепь вертикальных стволов шахт. М.: Недра, 1978. 299 с.
17. Шахтное и подземное строительство. Технология строительство вертикальных стволов: учеб. пособие / И. А. Мартыненко и др. -. Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001. - 260 с.
18. Исаев А.С. и др. Технология строительства вертикальных горных выработок: учеб. пособие для обуч. по напр. специалитета «Горное дело». НИТУ МИСиС. Новочеркасск: Лик, 2018 . 330 с.
19. Коротеев Д.Д., Макаров А.Н., Болотова А.С. Аддитивные технологии в строительстве. М.: МИСИ-МГСУ, 2023. 67 с.
20. Неустроев Д.В., Овчинников И.Г. Аддитивные технологии и их применение в промышленном и транспортном строительстве // Вестник Евразийской науки, 2021. №2. <https://esj.today/PDF/26SAVN221.pdf>.
21. Нахаев М.Р. Аддитивная технология изготовления изделий и сооружений из армобетона. Вестник Дагестанского государственного технического университета. Технические науки. 2022;49(2):158-164. <https://doi.org/10.21822/2073-6185-2022-49-2-158-164>

22. Дребезгова М.Ю. Современные аддитивные технологии в малоэтажном строительстве. Вестник БГТУ им. В.Г. Шухова. 2017. № 6. С. 66-69.

23. Binay Kumar Samanta, Upendra Kumar Singh. Technoeconomics of Shotcrete Shaft Lining for Underground Sustainable Mining. International Journal of Scientific Engineering and Research (IJSER). Volume 8 Issue 12, December 2020.

24. Hack N., Bahar M., Hühne C. и др. Development of a Robot-Based Multi-Directional Dynamic Fiber Winding Process for Additive Manufacturing Using Shotcrete 3D Printing. Fibers 2021, 9(6), 39.

25. ByS.B. Duffield, U. Singh & E.S. Bernard. Shotcrete: Elements of a System. Economical mix design enhancements for FRS. 2010. 14 p.

26. Cheng W., Zhishu Y., Weipei X., Ping Z., Fang Y. Experimental study on the dynamic mechanical properties of high-performance hybrid fiber-reinforced concrete of mine shaft lining // Journal of Materials Research and Technology. 2021. 14(05). DOI: 10.1016/j.jmrt.2021.07.015.

27. Левит В.В., Борщевский С.В., Прокопов А.Ю. Основные направления совершенствования бурения шахтных стволов большого диаметра // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 6. С. 39-46.

28. Паланков И.М. Обзор отечественного и зарубежного опыта проходки вертикальных стволов методом бурения и способов возведения крепи // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 12. – С. 20-27.

29. Pleshko, M.S., Sil'chenko, Yu.A., Pankratenko, A.N., Nasonov, A.A. Improvement of the analysis and calculation methods of mine shaft design. Mining Informational and Analytical Bulletin [this link is disabled](#), 2019, 2019(12), pp. 55 - 66.

30. Cheng W., Zhishu Y., Weipei X., Ping Z., Fang Y. Experimental study on the dynamic mechanical properties of high-performance hybrid fiber-reinforced

concrete of mine shaft lining // *Journal of Materials Research and Technology*. 2021. 14(05). DOI: 10.1016/j.jmrt.2021.07.015.

31. Копылов И.А. Применение торкрет-бетона в современном строительстве. *Технологии бетонов*, №1-2, 2017. – С. 13-15.

32. Енджиевская И.Г., Василевская Н.Г., Гофман О.В., Козьмин А.Д., Григорьева В.А. Мелкозернистые торкрет-бетоны с комплексными модификаторами // *Системы. Методы. Технологии*. 2018. 2(38). С. 164-169.

33. Руководство по применению торкрет-бетона при возведении, ремонте и восстановлении строительных конструкций зданий и сооружений. – М.: ОАО «ЦНИИПромзданий», 2007. – 31 с.

34. A. Hall, M. Cai, B. Simser, J. Lindsay. Notch formation in vertical excavations in a deep hard rock mine and rock stabilization methodologies. *Deep Resources Engineering* 1 (2024) 100003. <https://doi.org/10.1016/j.deepre.2024.100003>.

35. Bahrani, N. Stability Analysis of Shotcrete Lining for a Mine Shaft Using the Finite-Discrete Element Method. *ARMA 22–2025*. DOI: 10.56952/ARMA-2022-0042.

36. Naseri, S. and Bahrani, N. (2019). Stability assessment of initial shotcrete lining using two-dimensional continuum numerical modeling, In: J Hadjigeorgiou & M Hudyma (eds), *Ground Support 2019: Proceedings of the Ninth International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction*, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pages 311-326.

37. Zhao, X.; Deng, L.; Zhou, X. A Primary Support Design for Deep Shaft Construction Based on the Mechanism of Advanced Sequential Geopressure Release. *Processes* 2022, 10, 1376. <https://doi.org/10.3390/pr10071376>.

38. Monteiro, V.M.D.A.; Silva, F.D.A. The use of the Barcelona test as quality control of fiber reinforced shotcrete for underground mining. *Constr. Build. Mater.* 2020, 262, 120719. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2020.120719>.



39. Niedbalski Z., Małkowski P. Difficulties in maintaining shaft lining – testing methods and repair methods – a case study // E3S Web of Conferences. 2020. 201. DOI: 10.1051/e3sconf/202020101016.

40. Yang, L.; Yao, Z.; Xue, W.; Wang, X.; Kong, W.; Wu, T. Preparation, performance test and microanalysis of hybrid fibers and microexpansive high-performance shaft lining concrete. *Constr. Build. Mater.* 2019, 223, 431–440. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2019.06.230>.

41. Sheng Z., Wenchao H., Yongsuo L., Yuchi Z. Thickness Identification of Tunnel Lining Structure by Time–Energy Density Analysis based on Wavelet Transform. *Journal of Engineering Science and Technology Review.* 2019. 12(4). Pp. 28–37. DOI: 10.25103/jestr.124.04.

42. Bruneau G., Tyler D.B., Hadjigeorgiou J., Potvin Y. Influence of faulting on a mine shaft - a case study: part I - background and instrumentation // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.* 2003. 40. Pp. 95–111. DOI: 10.1016/S1365-1609(02)00115-6.

43. Jendryś M. Analysis of stress state in mine shaft lining, taking into account superficial defects // *IOP Conference Series Earth and Environmental Science.* 2019. DOI:10.1088/1755-1315/261/1/012016.

44. Chao C., Jian Z., Tao Z., Weixun Y. Evaluation of vertical shaft stability in underground mines: comparison of three weight methods with uncertainty theory // *Natural Hazards.* 2021. 109. Pp. 1–23. DOI: 10.1007/s11069-021-04885-5.

45. Cheng W., Zhishu Y., Weipei X., Ping Z., Fang Y. Experimental study on the dynamic mechanical properties of high-performance hybrid fiber-reinforced concrete of mine shaft lining // *Journal of Materials Research and Technology.* 2021. 14(05). Pp. 888–900. DOI: 10.1016/j.jmrt.2021.07.015.

46. Бушков В.К., Шеметов Р.С. Определение устойчивости и обоснование систем крепления горных выработок при переходе к отработке Олимпиадинского месторождения подземным способом // *Горный информационно-аналитический бюллетень.* 2020. (9). С40–54.

47. Шокарев Д.А., Шапошник Ю.Н., Конурин А.И. Внедрение технологии крепления усиленной комбинированной крепью при проходке горных выработок на шахте «Артемьевская» // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2018. № 2. С. 21-29. DOI: 10.26730/1999-4125-2018-2-21-29.

48. Плешко М.С., Сильченко Ю.А., Панкратенко А.Н., Насонов А.А. Совершенствование расчетно-экспериментальных методов проектирования шахтных стволов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 12. – С. 55–66. DOI: 10.25018/02361493-2019-12-0-55-66.

49. Каюмова А.Н., Балек А.Е., Харисов Т.Ф. Оценка безопасности проходки сближенных капитальных камерных выработок в сложных горно-геологических и геотехнических условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2022. № 7. С. 131-147. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_7\_0\_131.

50. Корчак П.А., Карасев М.А. Геомеханическое обоснование формирования зон хрупкого разрушения пород в окрестности сопряжений горных выработок рудников АО "Апатит" // Устойчивое развитие горных территорий. 2023. Т. 15. № 1 (55). С. 67-80. DOI: 10.21177/1998-4502-2023-15-1-67-80.

51. Протосеня А.Г., Вербило П.Э. Изучение прочности на сжатие трещиноватого горного массива // Записки горного института. 2017. 223. С. 51-57. DOI: 10.18454/PMI.2017.1.51.

52. Каспарьян Э.В., Федотова Ю.В., Кузнецов Н.Н. Развитие представлений о естественном напряженном состоянии массивов скальных пород // Труды Кольского научного центра РАН. 2019. 10. №6-1. С. 110-128. DOI: 10.25702/KSC.2307-5252.2019.6.016.

53. Онуприенко В.С. Еременко А.А., Шапошник Ю.Н., Копытов А.Н. Выбор типов и параметров крепей в условиях подземной отработки апатит-нефелиновых месторождений // Bulletin of the Kuzbass State Technical University. No 2. 2023. С. 56-70.

54. Плешко М.С., Курнаков В.А. Анализ нормативной базы и научных исследований в области крепления вертикальных стволов. Направления их дальнейшего развития // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № 4. – С. 49-53.

55. Плешко М.С., Плешко М.В. Инновационные подходы к проектированию конструкций крепи глубоких вертикальных стволов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 7. – С. 223-227.

56. Pleshko, M.S., Pankratenko, A.N., Pleshko, M.V., Nasonov, A.A. Assessment of stress–strain behavior of shaft lining in bottomhole area during sinking by real-time monitoring and computer modeling data // Eurasian Mining. 2021. 35(1). Pp. 25-30.

57. Плешко М.С., Давыдов А.А., Сильченко Ю.А., Каледин О.С. Эффективные решения по креплению сверхглубокого ствола СКС-1 рудника «Скалистый» в сложных геомеханических условиях // Горный журнал. 2020. № 6. С. 57-62.

58. Еременко В.А., Айнбиндер И.И., Пацкевич П.Г., Бабкин Е.А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский Никель» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 1. С. 5-17.

59. Яхеев В.В., Хакулов В.А., Мишанов В.А., Кретов В.А. Устойчивость горных выработок от глубины и состава массива горных пород на месторождениях Талнахского рудного узла // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2021. № S3. С. 26-36.

60. Лесникова Л.С., Дзансолов И.В., Парамонов Г.Г., Бердышев С.А. Перспективы переработки вкрапленных и медистых руд Талнахского рудного узла // Цветные металлы. 2020. № 6. С. 23-27.

61. Кириллов С.Г., Семькин Е.С., Мокрицкая Н.И., Криштапович А.Р., Ефименко С.С. Сдвигание земной поверхности при отработке Талнахского и

Октябрьского месторождения. Меры охраны подрабатываемых зданий и сооружений // Горная промышленность. 2020. № 6. С. 106-111.

62. Zhang L. Determination and applications of rock quality designation (RQD). Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. V.8, Issue 3, June 2016. Pp. 389-397.

63. В.В. Гушин, Ю.А. Епимахов, А.А. Козырев и др. Глубокие рудоспуски. Апатиты; КНЦ РАН, 1997. 196 с.

64. Иудин М.М. О трещиноватости массива горных пород. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № S6. С. 279-284.

65. Hoek E. Strength of rock and rock masses // ISRM News Journal. – 1994. 2. 4–16.

66. Баклашов, И.В. Геомеханика: учеб. для вузов: В 2 т. – М.: Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2004. - Т. 1. Основы геомеханики. – 208 с.

67. Баклашов, И.В. Геомеханика. Т. 2. Геомеханические процессы: учебник для вузов: В 2 т. / И.В. Баклашов [и др.]. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 249 с.

68. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах/ Н.С. Булычев – М.: Недра, 1989. – 272 с.

69. Гзовский М.В. Тектонические поля напряжений // Изв. АН СССР. Сер. Геофизическая. №5. С. 390-410.

70. Heim A. Untersuchungen uber den mechanismus der gebirgsbildung. Bd 1-2. Atlas. Basel.

71. Динник А. Н. О давлении горных пород и расчет крепи круглой шахты // Инж. работник. 1925. № 7. С. 1-12.

72. Геомеханика: учеб. пособие / Э. В. Каспарьян, А. А. Козырев, М. А. Иофис, А. Б. Макаров. М.: Высш. шк., 2006. 503 с.

73. Борщ Компониец В. И. Практическая механика горных пород. М.: Горная книга, 2013. 322 с.

74. Новикова Л.В., Пономаренко Л.Н., Приходько В.В., Морозов И.Т. Метод граничных элементов в задачах горной механики. – Днепропетровск, “Наука и образование”, 1997. – 180 с.

75. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.

76. Глушко В.Т., Виноградов В.В., Усатенко Б.С. Оценка состояния горного массива вблизи выработок в разупрочняющейся среде с разрыхлением // Управление процессами разрушения горных пород. – Киев: Наук.думка, 1984. – С. 105-109.

77. Либерман Ю.М. Давление на крепь капитальных выработок. – М.: Наука, 1969. – 120 с.

78. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наук.думка, 1989. – 192 с.

79. Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я. Методы теории вероятностей в геомеханике. – К.: Техніка, 1994. – 216 с.

80. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. М.: Недра, 1985. – 301 с.

81. Механика сплошной среды: Методические указания к практическим занятиям / Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: Н.А. Беляков, П.Э. Вербило, А.В. Алексеев. СПб, 2020. 32 с.

82. Мамбетов Ш.А., Абдиев А.Р. Геомеханические процессы в породных массивах: Учебное пособие / Кыргызско-Российский Славянский университет – Бишкек, 2001 г. – 177 с.

83. Литвинский Г.Г. Размеры и конфигурация зоны запредельных деформаций вокруг выработки // Сборник научных трудов ГОУ ВО ЛНР «ДонГТИ» 2020. № 20 (63). С. 5-17.

84. Борщевский С.В., Першин А.В., Тихомиров В.В. Исследование выпуска породы и воды при проходке вертикальных стволов шахт с использованием предварительно пробуренной скважины. Сб. науч. тр Донецк. Политех. ин-т, Донецк, ЦБНТИ - 1992. - С.100-102.

85. Борщевский С.В., Лабинский К.Н., Купенко И.В. Улучшение параметров комбинированной технологии проходки вертикальных выработок. Труды ДонГТУ. Выпуск 11. Серия горно-геологическая. Донецк, 2000. – С.3-7.

86. Сильченко Ю.А. Совершенствование конструкции крепи скважин большого диаметра и технологии ее возведения. Новочеркасск: Изд-во «Набла», 2003. 74 с.

87. Hoek E. Strength of rock and rock masses // ISRM News Journal. 1994. 2. Pp. 4–16.

88. Wan, R. «Stress return solution algorithm for generalized Hoek-Brown plasticity model». Proceedings of the 8th International Conference of the Association for Computer Methods and Advances in Geomechanics, Morgantown, USA, 1994, pp. 719-724.

89. Hoek E., C. Carranza-Torres, and B. Corkum. 2002. Hoek-Brown criterion – 2002 edition. In Proceedings of the 5th North American Rock Mechanics Symposium and the 17th Tunnelling Association of Canada: NARMS-TAC 2002, Toronto, Canada, eds. R.E. Hammah et al, Vol. 1, pp. 267-273.

90. Пособие по расчетам. Midas GTS NX. 2021. Электронный ресурс. Код доступа: <https://workdrive.zohoexternal.com/external/c233dcad3fe28fa87593a9bc0bea90dc56126f7fdb4817ad7ee9bc8b273ae0bf?layout=list>.

91. Григорьев А.А., Григорьев А.М. Моделирование сдвижения массива горных пород как линейно-деформируемой среды // Вектор ГеоНаук. 2020. Т.3. №3. С. 19-26.

92. Barton, N.R. (2002). "Some new Q-value correlations to assist in site characterization and tunnel design". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 39 (2): 185–216.

93. Шапошник Ю.Н., Усков В.А. Определение качественной характеристики (RQD) и рейтинга (RMR) рудного массива в подземных выработках шахты «Скалистая» // Интерэкспо ГЕО-Сибирь. 2017. Т. 2. № 2. С. 99-107.

94. Руководство по применению торкрет-бетона при возведении, ремонте и восстановлении строительных конструкций зданий и сооружений [94]. Шифр МЮ.1/06. М.: ОАО «ЦНИИПромзданий», 2007 г.

95. Козырев А.А., Панин В.И., Семенова И.Э. Опыт применения экспертных систем оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород для выбора безопасных способов отработки рудных месторождений // Записки Горного института. 2012. Т. 198. С. 16.

96. Черкай З.Н., Ковшов С.В. Экспертная оценка состояния производственной безопасности в территориальных единицах минерально-сырьевого комплекса России // Записки Горного института. 2016. Т. 219. С. 477. DOI: 10.18454/PMI.2016.3.477

97. Маркарян Л.В. Анализ и экспертные методы прогнозирования финансово-хозяйственной деятельности горного производства // Аудит и финансовый анализ. 2011. № 5. 7 с.

98. Леонтьев Р.Г., Архипова Ю.А. Расчет интегральных оценок рациональности интегрированных логистических систем горной промышленности экспертными методами // Актуальные проблемы экономики и менеджмента. 2022. № 3(35). С. 65-75.

99. Иголка Д.А., Франк О. Ускоренная проходка шахтных стволов механизированным способом // Горная промышленность. 2020. № 6. С. 22-29.

100. Руководство по безопасности «Методические рекомендации по проведению анализа опасностей и оценки риска аварий на угольных шахтах». Утверждено Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 25 июля 2023 г. № 276.

101. Кириченко С.В. Оценка геомеханического риска при строительстве подземных хранилищ газа // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № 9. С. 172-177.

102. Пелипенко М.В., Айнбиндер И.И., Рыльникова М.В.. Принципы оценки риска аварии при эксплуатации подземных рудников // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2021. Вып. 4. С. 178 – 192.

103. Казикаев Д.М., Козырев А.А., Каспарьян Э.В., Иофис М.А. Управление геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных ископаемых: Учебное пособие. М.: Издательство «Горная книга», 2016. 490 с.

104. Феклистов А. Ю., Половов Б. Д. Геомеханический анализ мероприятий по защите городской среды при строительстве подземных сооружений на основе теории риска // Материалы Уральской горнопромышленной декады. 5-15 апреля 2004 г. Сб. науч.тр. 2024. С. 183-188.

105. Руководство по применению торкрет-бетона при возведении, ремонте и восстановлении строительных конструкций зданий и сооружений. Шифр М 10.1/06. Москва: ОАО «ЦНИИПромзданий», 2007 г.

106. Christopher K.Y. Leung, Raymond Lai, Augustus Y.F. Lee. Properties of wet-mixed fiber reinforced shotcrete and fiber reinforced concrete with similar composition. Cement and Concrete Research Vol. 35, Issue 4, April 2005. Pp. 788-795.

107. Kyong-Ku Yun, M. Shakhawat Hossain, S. Kwon Kim & S. Han. Comparison of the Performance of the Steel Fiber Shotcrete and Cast Concrete considering Accelerator Types and Core Sizes from a Tunnel Site. Structural Engineering. Published: 22 March 2022. Vol. 26. Pp. 2328 - 2341.



## ПРИЛОЖЕНИЕ А. АКТ ВНЕДРЕНИЯ



Общество с ограниченной ответственностью «Научный  
проектно-экспертный институт «Недра»  
ООО «НПИ «Недра»  
630009, Новосибирская область, г. Новосибирск,  
ул. Никитина, дом 20, оф 910  
ИНН 4205325060 КПП 540501001 ОГРН 1164205057136  
e-mail [nedra-npi@mail.ru](mailto:nedra-npi@mail.ru) тел. +7 905 995-94-11  
[http: nedra-npi.ru](http://nedra-npi.ru)

УТВЕРЖДАЮ

Директор



Самохин С.В.

«15» октября 2024 г.

АКТ

об использовании результатов диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук Голембо Олега Дмитриевича на тему «Обоснование параметров аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок» по специальности 2.8.8 «Геотехнология, горные машины»

Комиссия в составе:

Председатель – коммерческий директор, эксперт по промышленной безопасности, Самохин А.В.

Члены комиссии:

1. Заместитель директора, Ванякин Д.В.;
2. Главный инженер проекта, Кузнецов А.В.;
3. Начальник отдела экспертизы технических устройств, Паладка Н.С.

составили настоящий Акт о том, что результаты диссертации Голембо Олега Дмитриевича на тему «Обоснование параметров аддитивной технологии крепления вертикальных горных выработок», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 2.8.8 «Геотехнология, горные машины», использованы при разработке проектных решений и обоснований безопасности для различных объектов горнодобывающей промышленности.

Основные положения диссертации Голембо О.Д. использованы при оценке вариантов строительства горных выработок рудников Урала, шахт Кузбасса, а также выборе и обосновании параметров их крепления.

С учетом рекомендаций, приведённых в главах 2-4 диссертационной работы, разработаны типовые технологические схемы крепления вертикальных горных

«НПИ «Недра» -  
Ваше правильное решение

выработок, предусматривающие применение роботизированных установок для нанесения торкрет-бетонной крепи.


Оценка технико-экономической эффективности предложенных технологических схем по сравнению с традиционными решениями показала, что при ее применении обеспечивается сокращение продолжительности крепления выработок в 1,2 - 1,4 раза, а стоимости крепления – на 25 - 30%.


Подписи:

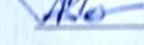
Председатель комиссии

 А.В. Самохин

Члены комиссии:

 Д.В. Ванякин

 А.В. Кузнецов

 Н.С. Паладка

Подписи председателя и членов комиссии заверяю:

 С.В. Самохин



«НИИ «Недра» -  
Ваше правильное решение