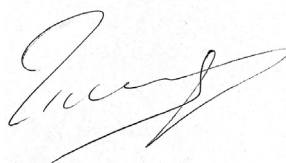


Министерство науки и высшего образования  
Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего  
образования «Санкт-Петербургский горный университет»

*На правах рукописи*

Ильинец Андрей Александрович



**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА  
ВОКРУГ ВЫРАБОТОК ПРИ ПОДГОТОВКЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ  
ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ТРЕМЯ ШТРЕКАМИ**

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

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель  
доктор технических наук, доцент  
Казанин О.И.

Санкт-Петербург – 2021

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ.....</b>	<b>4</b>
<b>ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ . 9</b>	
1.1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки пологих угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» .....	9
1.2 Анализ влияния изменчивости НДС массива на состояние выемочных выработок при интенсивной отработке выемочных участков больших размеров	16
1.3 Анализ мирового опыта поддержания выемочных выработок при отработке пластов длинными забоями .....	20
1.4 Обзор технической литературы, нормативной базы проектирования паспортов проведения и крепления выработок и управления состоянием массива при разработке пологих угольных пластов .....	28
1.5 Анализ существующих рейтинговых классификаций массивов горных пород и их применение .....	35
1.6 Выводы по главе 1 .....	37
<b>ГЛАВА 2 НАТУРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК И ЦЕЛИКОВ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ ШАХТАХ АО «СУЭК-КУЗБАСС».....</b>	<b>40</b>
2.1 Выбор методики проведения исследований.....	40
2.2 Исследование устойчивости выработок, оконтуривающих выемочный столб, с использованием видеоэндоскопа.....	45
2.3 Геофизические исследования однородности массива в целиках между выемочными выработками .....	53
2.4 Исследования проявления горного давления в участковых подготовительных выработках шахты Талдинская-Западная 2, АО «СУЭК-Кузбасс» .....	63
2.5 Исследование параметров исходного поля напряжений пород массива .....	68
2.6 Выводы по главе 2 .....	76
<b>ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ВОКРУГ ВЫРАБОТОК И ЦЕЛИКОВ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ТРЕМЯ ШТРЕКАМИ .....</b>	<b>78</b>
3.1 Выбор методики проведения исследований.....	78
3.2 Исследования влияния ширины целиков и местоположения среднего штрека на устойчивость выработок.....	83
3.2 Исследование влияния геологических нарушений на изменение НДС массива вокруг выработок .....	89

3.4 Исследование влияния способов управления состоянием массива на устойчивость выработок.....	93
3.5 Выводы по главе 3.....	102
<b>ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ВОКРУГ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ .....</b>	<b>104</b>
4.1 Обоснование критерия оценки устойчивости выемочных выработок при подготовке выемочных участков пологих угольных пластов тремя штреками...	104
4.2 Разработка алгоритма выбора параметров способов управления состоянием массива .....	110
4.3 Обоснование параметров паспорта проведения и крепления выработок подземных горных выработок .....	114
4.4 Выводы по главе 4 .....	121
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>123</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....</b>	<b>125</b>

## ВВЕДЕНИЕ

### Актуальность темы исследования

Переход на подготовку выемочных участков пологих угольных пластов с проведением трех штреков с каждой стороны выемочного столба с целью поддержания высокого уровня производительности и максимального использования потенциала современного очистного оборудования является одним из направлений обеспечения конкурентоспособности подземной угледобычи. В то же время нарушение эксплуатационного состояния выработок, оконтуривающих выемочные участки, является одной из причин простоев высокопроизводительного оборудования современных очистных механизированных комплексов при отработке пологих угольных пластов. Нарушения устойчивости чаще всего проявляются в виде обрушений кровли и (или) бортов выработок, а также пучения почвы. Применяемое в настоящее время при подготовке выемочных участков спаренными выработками крепление выемочных выработок анкерной крепью, возведение крепи усиления в зоне влияния очистного забоя или в зонах повышенного горного давления (далее – ПГД), в ряде случаев не обеспечивает безремонтного поддержания выработок, что приводит к дополнительным затратам и убыткам от простоев оборудования очистных забоев. При переходе на подготовку выемочных участков тремя выработками вопросы обеспечения устойчивости выработок и параметров целиков требуют дополнительного обоснования. Выемочные выработки находятся в разных условиях поддержания, ширина целиков и режимы их работы также могут варьироваться.

Решению задач проведения и поддержания выработок при разработке свит пластов посвящены работы А.А. Борисова, Я.А. Бича, А.П. Господарикова, И.Е. Долгого, С.Я. Жихарева, В.В. Зубкова, В.П. Зубова, М.А. Иофиса, О.И. Казанина, О.В. Ковалева, С.Т. Кузнецова, А.М. Линькова, И.М. Петухова, А.Г. Протосени, И.Л. Черняка, А.Н. Шабарова, З. Бенявски, С. Пенга, О. Якоби и др. На основе результатов исследований разработаны отраслевые нормативные документы, регламентирующие вопросы выбора параметров паспорта крепления и поддержания выработок. В то же время, в отношении

подготовки участков тремя штреками с каждой стороны выемочного столба остается ряд вопросов, связанных с параметрами целиков, поддержанием выемочных выработок с использованием анкерной крепи в качестве основного вида крепления, объемом потерь готовых к выемке запасов в межштрековых целиках.

### **Цель работы**

Обеспечение устойчивости выемочных выработок и минимальных потерь угля в целиках при подготовке выемочных участков пологих угольных пластов тремя штреками.

### **Идея работы**

Выбор параметров паспортов крепления выемочных выработок и мероприятий по управлению состоянием массива необходимо осуществлять на основе оценки напряженно-деформированного состояния (далее – НДС) системы «целик-выработка-массив» по всей длине выработок и его изменений в процессе развития очистных работ с учетом влияния зон ПГД и зон разгрузки от сближенных пластов.

### **Основные задачи исследований**

1. Анализ мирового опыта поддержания выемочных выработок при интенсивной отработке пологих угольных пластов.
2. Натурные исследования влияния параметров паспортов крепления выемочных выработок и мероприятий по управлению состоянием массива на устойчивость выработок.
3. Экспериментально-аналитические исследования НДС массива при подготовке выемочных участков тремя выработками для различных сочетаний ширины целиков между выработками и его изменений при различных параметрах паспортов крепления и мероприятий по управлению состоянием массива.
4. Разработка комплекса рекомендаций по выбору места расположения выработок, ширины целиков, определению параметров паспортов крепления и мероприятий по управлению состоянием массива.

5. Оценка эффективности предложенных решений, определение области применения разработанных рекомендаций.

### **Методы исследований**

Комплексный подход к решению поставленных задач, обобщающий теоретические и практические знания о практике поддержания выработок при отработке выемочных участков увеличенных размеров при многоштрековой подготовке; шахтные наблюдения за конвергенцией пород контура выработок, оконтуривающих очистной забой при различных параметрах паспортов крепления и способов управления состоянием массива; численные исследования НДС массива вокруг выработок методом конечных элементов, реализованном в программном комплексе Ansys.

### **Научная новизна**

- Разработан критерий оценки устойчивости выемочных выработок, подверженных влиянию опорного давления лавы, на основе сравнительной оценки расчетного сопротивления пород кровли и почвы выработок с учетом поправочного коэффициента и уровня действующих напряжений в рассматриваемый период поддержания выработки;
- Установлены зависимости изменения критерия устойчивости выработок при подготовке выемочных участков пластов тремя штреками от параметров целиков и места расположения выработки

### **Основные защищаемые положения**

1. При интенсивной отработке пологих угольных пластов длинными столбами больших размеров выбор параметров паспорта крепления участковых подготовительных выработок необходимо осуществлять дифференцированно с учетом изменчивости НДС массива на разных участках по длине выработки до начала и в процессе ведения очистных работ с использованием разработанной методики визуально-инструментальной оценки устойчивости выработок.
2. При переходе на подготовку выемочных участков тремя штреками, наиболее предпочтительным с точки зрения обеспечения устойчивости выработок является вариант с использованием целиков разной ширины с примыканием к

выработанному пространству обрабатываемого столба целика меньшего размера, работающего в податливом режиме и усилением крепления бортов выработок анкерной крепью.

3. Подготовка выемочных участков тремя выработками возможна без увеличения потерь угля по сравнению с подготовкой спаренными выработками, т.е. с использованием целиков между выработками, суммарная ширина которых не превышает ширину межштрекового целика при подготовке спаренными выработками, при этом, в зонах ПГД обеспечение устойчивости выработок обеспечивается при использовании разгрузочных щелей, пробуренных в оба борта выработки.

#### **Теоретическая и практическая значимость работы:**

- Обоснованы комплекс рекомендаций по совершенствованию системы мониторинга состояния выемочных выработок в течение срока службы с применением видеоэндоскопов;
- Разработаны рекомендации по выбору ширины целиков между выработками при подготовке выемочных участков тремя штреками с обеспечением приемлемого уровня потерь угля;
- Разработан алгоритм выбора параметров управления состоянием массива вокруг выемочных выработок при подготовке выемочных участков тремя штреками

#### **Достоверность и обоснованность научных положений и рекомендаций**

Достоверность защищаемых положений, основных выводов и рекомендаций обеспечивается достаточным объемом проведенных натурных исследований и шахтных наблюдений, применением актуальных методов исследований, удовлетворительной сходимостью экспериментально-аналитических моделей и натурных исследований.

#### **Апробация работы**

Основные положения диссертационной работы, результаты экспериментально-аналитических и натурных исследований докладывались на: XVII Международной научно-практической конференции «Экспериментальные и

теоретические исследования в современной науке» (Новосибирск, 2018 г.); XIII Всероссийской научно-технической конференции «Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых» (Пермь, 2020 г.); XXIX Международном научном симпозиуме «Неделя Горняка 2021» (Москва, 2021 г.); научных семинарах кафедры взрывного дела Санкт-Петербургского горного университета (2017–2020 гг.).

### **Личный вклад автора**

Сформулированы цель и задачи исследований, определены и реализованы методики проведения экспериментально-аналитических и натурных исследований, обобщены результаты исследований, сформулированы основные научные положения и выводы.

### **Публикации**

Результаты диссертационной работы в достаточной степени освещены в 6 печатных работах, в том числе в 3 статьях – в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, (далее - Перечень ВАК), в 1 статье – в издании, входящем в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получено 1 свидетельство программы для ЭВМ.

### **Структура и объем работы**

Диссертация общим объемом 139 страниц состоит из оглавления, введения, четырех глав с выводами, заключения, библиографического списка из 124 источников, включая 60 рисунков и 22 таблицы.



## ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

### 1.1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки пологих угольных пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Сибирская угольная энергетическая компания АО «СУЭК-Кузбасс» – является крупнейшим производителем угля и электроэнергии на территории Российской Федерации. На долю АО «СУЭК-Кузбасс» приходится порядка 24% всего объема добываемого в стране угля, что позволяет компании занять первое место по объему производства угля в России и шестое место в мире, с показателем 106,2 млн тонн в 2019 году.

Угольные активы компании включает в себя 27 месторождений (шахты и разрезы), расположенные преимущественно в Сибирском и Дальневосточном федеральном округе. По суммарному объему запасов угля компания занимает 5 место в мире – 7,6 млрд тонн. На данный момент в Кузбассе работают 7 шахт («Комсомолец», «Полысаевская», «Талдинская-Западная 1», «Талдинская-Западная 2», «им. А.Д. Рубана», «В.Д. Ялевского», «С. М. Кирова») и 1 шахта в Хабаровском Крае («Северная»).

Основные горно-геологические и горнотехнические характеристики действующих шахт представлены в таблицах 1.1–1.3.

Отработка угольных пластов ведется с применением высокопроизводительных очистных механизированных комплексов [104]. На всех шахтах применяются системы разработки длинными столбами по простиранию, восстанию или падению, с полным обрушением кровли и проведением сдвоенных подготовительных выработок, разделенных неизвлекаемыми целиками шириной до 30-40 м. Преобладающей является структура «шахта-лава», т.е. добыча угля на шахтах ведется в одном действующем очистном забое [76]. Работа очистных забоев отличается высокой производительностью и концентрацией работ на отрабатываемом участке, что позволяет значительно снизить себестоимость угля [57, 69, 41]. В то же время, отсутствие резервного очистного фронта в случае простоя единственного на шахте действующего очистного забоя приводит к существенным экономическим потерям.

Таблица 1.1 – Горно-геологические и горнотехнические характеристики пластов шахт АО «СУЭК-Кузбасс»

Шахта, пласт	Год начала разработки пласта	Угрожаем по горным ударам, с глубины, м	Угрожаемый по внезапным выбросам угля и газа, с глубины, м	Опасный по взрывам угольной пыли	Категория по газу	Склонность к самовозгоранию	Угрожаем по выдавливанию угля	Угрожаем по динамическому разрушению почвы	Приток воды, м3/ч
«А. Д. Рубана», «Надбайкаимский»	1991	220	340	да	III	да	нет	нет	30
«А. Д. Рубана», «Полысаевский 2»	2012	252	340	да	III	да	нет	нет	210
«В. Д. Ялевского», «50»	2009	220	440	да	Сверх-категорная	да	нет	нет	341
«В. Д. Ялевского», «52»	2000	180	200	да	III	да	нет	нет	120
«Комсомолец», «Толмачевский»	1957	274	560	да	III	нет	нет	нет	70
«Полысаевская», «Бреевский»	1974	230	560	да	Сверх-категорная	нет	нет	нет	300
«Полысаевская», «Емельяновский»	1980	150	–	да	Сверх-категорная	нет	нет	да	30
«С. М. Кирова», «Поленовский», «Болдыревский»	1935	150	535	да	Сверх-категорная	–	да	да	200
«Талдинская-Западная 1», «66», «66-65»	2013	200	350	да	I	да	нет	нет	600
«Талдинская-Западная 2», «69»	2018	210	450	да	II	да	нет	нет	50

Таблица 1.2 – Качественные показатели по пластам шахт АО «СУЭК-Кузбасс»

Шахта, пласт	Марка угля	Мощность	Крепость угля по шкале Протодьяконова	$A^d$ , %	$A_{уг\text{ п.}}^d$ , %	$W^d$	S, %	$V^r$ , %	$Q_s^{daf}$ , ккал/кг	Y, мм	X, мм
«А. Д. Рубана», «Надбайкаимский»	Д	1,3-2,7	1,3	8,4	6,4	8,3	0,6	41,0	6350	0	37
«А. Д. Рубана», «Полысаевский 2»	Д, ДГ	4,10-4,95	1,5	7,6	4,7	8,5	0,3	43,5	6350	0	40
«В. Д. Ялевского», «50»	ДГ	3,38-4,3	1,0	7,31	3,6-5,2	5,7	0,22	39,9	7980	8	0
«В. Д. Ялевского», «52»	ДГ	3,9-4,6	1,0	12,0	8,5	9,0	0,2	40	7820	8	0
«Комсомолец», «Толмачевский»	Г	2,3-3,2	1,5	12,4	8,4	4,0	0,85	43,0	8040	14	28
«Полысаевская», «Бреевский»	Г	1,04-1,75	1,5	13,7	9,3	7,5	0,6	43,1	8157	13	33
«Полысаевская», «Емельяновский»	Г	1,52-1,65	1,5	22,2	7,3	2,0	0,4	41,8	8183	14	46
«С. М. Кирова», «Поленовский»	Г, ГЖ	1,6-1,9	1,5	12,7	8,5	3,97	0,3	41	8337	13	0
«С. М. Кирова», «Болдыревский»	Г, ГЖ	1,85-2,90	1,5	12,5	7,3	4,01	0,3	41	7914	12	0
«Талдинская-Западная 1», «66»	Д	4-5,41	1,3	13,4	7,34	11,5	0,39	35,8	7532	0	0
«Талдинская-Западная 2», «69»	Д	5,1-5,41	1,3	11,1	6,14	11,5	0,28	35,8	7604	0	0

Таблица 1.3 – Параметры выемочных столбов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Шахта, пласт	Глубина разработки	Лава	Наличие ложной кровли	Наличие ложной почвы	Длина выемочного столба	Фронт лавы, м	Зоны ПГД относительно выемочного столба
«А. Д. Рубана», «Надбайкаимский»	250	1204	Алевролит углистый 0,1-0,6	Алевролит 0,1-0,6	2200	230	По простиранию
«А. Д. Рубана», «Полысаевский 2»	205	814	Алевролит 0,10	Алевролит 0,13	3000	300	-
«В. Д. Ялевского», «50»	260	5005	алевролит углистый 0,1-0,5	алевролит углистый 0,05-0,4	2800	400	По простиранию
«В. Д. Ялевского», «52»	327	5214-1	Алевролит и алевролит углистый 0,1-0,5	Алевролит и алевролит углистый 0,3-0,7	4000	380	-
«Комсомолец», «Толмачевский»	390	1847	Алевролит мелкий сильно трещиноватый 0,15	Алевролит с прослойками угля 0,03-0,10	2300	300	По простиранию
«Полысаевская», «Бревский»	500	17-53	Алевролит 0,14	нет	2600	230	-
«Полысаевская», «Емельяновский»	450	19-04	Аргиллит 0,15	Аргиллит 0,07	3100	340	По простиранию
«С. М. Кирова», «Поленовский»	380	25-97-1	Аргиллит слабый 0,2	Аргиллит 0,05-0,8	2500	250	По простиранию
«С. М. Кирова», «Болдыревский»	380	2462	-	-	1500	200	-
«Талдинская-Западная 1», «66»	250	66-09	-	-	2200	250	По простиранию
«Талдинская-Западная 2», «69»	450	69-06	Алевролит 0,48-0,88	Алевролит 0,04-0,92	4000	230	-

По данным хронометражных наблюдений за 2016 год, до 45% от общего времени простоев очистных забоев шахт АО «СУЭК-Кузбасс» вызвано неудовлетворительным состоянием выемочных выработок [96]. В связи с этим, обеспечение безремонтного поддержания выемочных выработок является актуальной задачей для угольных шахт при любом способе подготовки выемочных участков.

Крепление подготовительных выработок на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» по большей части осуществляется с применением сталеполимерной анкерной крепи. Применение анкеров в качестве основного вида крепи позволяет снизить затраты на проходку, а также обеспечить высокие темпы проведения выработок. Широко применяются анкера типа АСП и А20В. Согласно статье Янак А.С. [98] такой вид анкеров имеет ряд конструктивных особенностей, вследствие которых хвостовая часть анкера не обеспечивает должного перемешивания смолы и отвердителя при установке в шпур, что отрицательно сказывается на качестве крепления. Кроме того, особое внимание следует уделять выработкам длительного срока службы, так как связующая способность состава снижается со временем, что может привести к необходимости перекрепления или установки крепи усиления.

Ведение горных работ на шахтах компании осложнено залеганием пластов угля в свитах [114] и, как следствие, отработкой сближенных пластов [117]. Подготовка выемочных участков спаренными выработками предполагает оставление между выработками неизвлекаемых целиков, которые формируют зоны ПГД, осложняющие ведение очистных работ и поддержание выработок на сближенных пластах [31, 122].

Согласно проведенному анализу (Рисунок 1.1–1.6) ведение горных работ на 6 из 7 действующих шахт АО «СУЭК-Кузбасс» осложнено наличием зон ПГД, сформированных в результате отработки сближенных пластов.



Рисунок 1.1 – Выкопировка из плана горных работ шахты «им. А. Д. Рубана»,  
пласт «Надбайкаимский»

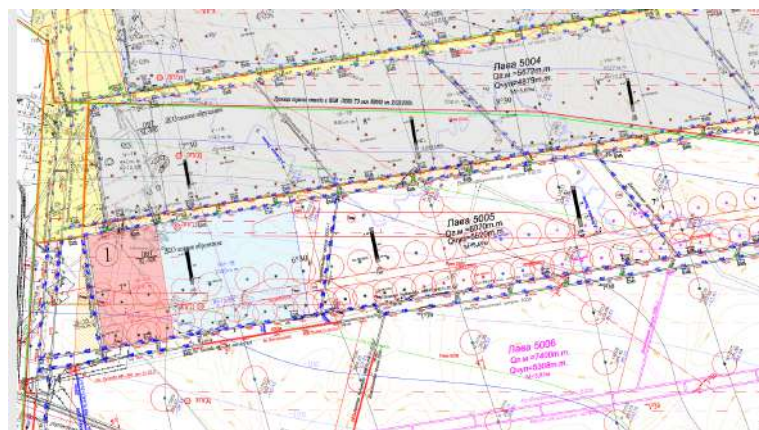


Рисунок 1.2 – Выкопировка из плана горных работ шахты «им. В. Д.  
Ялевского», пласт «50»

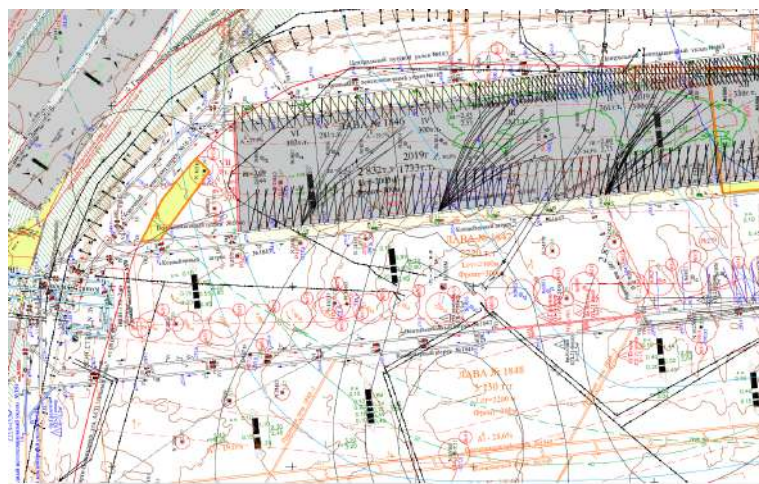


Рисунок 1.3 – Выкопировка из плана горных работ шахты «Комсомолец»,  
пласт «Толмачевский»

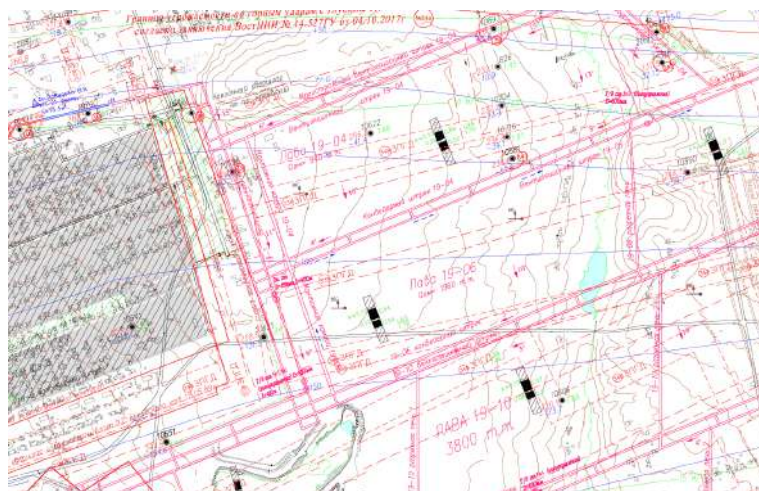


Рисунок 1.4 – Выкопировка из плана горных работ шахты «Полысаевская»,  
пласт «Емельяновский»

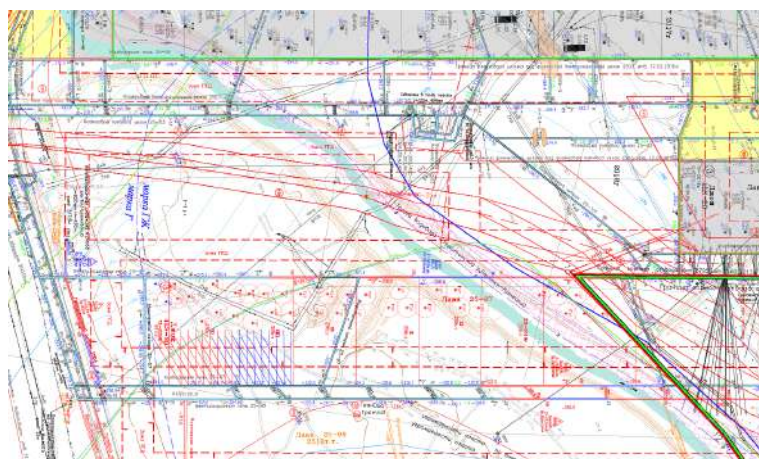


Рисунок 1.5 – Выкопировка из плана горных работ шахты «им. С. М. Кирова»,  
пласт «Поленовский»



Рисунок 1.6 – Выкопировка из плана горных работ шахты «Талдинская  
Западная 1», пласт «66»

В большинстве случаев зоны ПГД располагаются параллельно выемочным столбам, распространяя свое влияние на основную часть подготовительных выработок, из-за значительной протяженности которых существенно затрудняется их поддержание и ремонт [39, 121]. В ближайшей перспективе работа на всех шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» будет вестись в аналогичных горно-геологических условиях [26]. Негативное воздействие зон ПГД будет усугубляться вследствие увеличения длины выемочных столбов и глубины ведения работ [64].

## **1.2 Анализ влияния изменчивости НДС массива на состояние выемочных выработок при интенсивной отработке выемочных участков больших размеров**

На эффективность работы длинных очистных выработок оказывает влияние совокупность горно-геологических и горнотехнических факторов: участки ПГД, геологические нарушения, наличие тектонически напряженных (далее – ТНЗ) и разгруженных (далее – ТРЗ) зон.

Вследствие увеличения интенсивности отработки запасов полезного ископаемого [120] изменился механизм протекания геомеханических процессов, что в свою очередь повлекло за собой снижение эффективности применяемых в настоящее время способов обеспечения устойчивости выработок в зонах ПГД [82].

Негативное влияние зон ПГД на ведение горных работ отмечает в своей работе Ванякин О.В., так при отработке пласта б6, «Талдинская-Западная 1» в зонах ПГД наблюдались осложнения в виде деформации элементов анкерной крепи и отжимы угля с боков выработки». С аналогичной проблемой компания АО «СУЭК-Кузбасс» столкнулась на шахте «Полысаевская», пласт «Бреевский», что привело к проведению дополнительных работ по усилению бортов выработок.

На шахте «Комсомолец», пласт «Бреевский» влияние зон ПГД отразилось в форме повышенного вывалообразования, что отрицательно повлияло на скорость и качество установки анкерной крепи в кровлю



выработки. Вывалообразование на шахте «им. А.Д. Рубана», пласт «Надбайкаимский» привело к более тяжелым последствиям, проявившимся в виде вывалов кровли вместе с существующей анкерной крепью на участке протяженностью до 10 м. На шахте «Северная», пласт «Б-12» также потребовались дополнительные мероприятия по усилению крепи участков выработок в зоне влияния опорного давления, формируемого очистным забоем, с целью минимизации влияния вывалообразования на проведение очистных работ.

Помимо перечисленных выше негативных воздействий также стоит отметить повышенное пучение почвы выработок по пласту «Поленовский», шахта «им. С. М. Кирова». В диссертационной работе Федорова А.С. [87] упоминается интенсивное пучение почвы в лаве «№806» на шахте «им. А. Д. Рубана», с осложнением в виде вывалов пород кровли на пересечении лавы с путевым штреком, в зоне действия ПГД сформированного от вышележащего пласта «Байкаимский».

Отмечен случай, при котором на шахте «им. С. М. Кирова» влияние зон ПГД, сформированных от работ по пласту «Поленовский» на участковую выработку привело к необходимости проведения параллельной выработки вне зоны действия ПГД.

В статье А.В. Ремезова [67] проанализирована ситуация при которой при отработке ряда выемочных столбов пласта «Толмачевский», шахта «Полысаевская», наблюдалось существенное ухудшение горно-геологических условий, связанных с увеличением глубины ведения работ, наложением опорного давления от очистного забоя и зон ПГД. Кроме того, анализ ведения очистных работ выявил зависимость интенсивности проявления опорного давления от состава и прочностных характеристик вмещающих пород, что подтверждено рядом проведенных замеров в зоне влияния ПГД и за ее пределами.

Проведенный анализ условий ведения работ на шахте «Талдинская Западная 2», АО «СУЭК-Кузбасс» подтверждает актуальность

существующих проблем, приводящих к потере устойчивости выработок и простоям очистного оборудования.

Как видно из рисунка 1.7 первоочередная отработка пласта «70» в поле шахты «Галдинская Западная 2» оказывает существенное влияние на распределение напряжений по пласту «69». Наибольшая интенсивность проявлений горного давления имеет место при наложении зон ПГД от целика, сформированного по пласту «70», и опорного давления в краевой части массива от обрабатываемого выемочного столба – на рисунке 1.8 данный случай указан как «краевая часть под целиком в зоне ПГД». При этом концентрация напряжений возрастает вследствие действия ПГД с 2,6 (вне зоны влияния ПГД) до 3,6 (в зоне влияния ПГД).

Также на рисунке 1.7 можно наблюдать влияние зон ПГД от целиков и краевых частей по пласту «70» на распределение напряжений по пласту «69» за пределами зоны влияния очистных работ поэтому же пласту. Таким образом, эпюра, представленная на рисунке 1.8, позволяет наглядно оценить, как влияние надработки (разгрузки и зон ПГД) до начала ведения работ по пласту «69», так и отдельное влияние очистных работ по пласту «69» вне зон ПГД, и также совместное влияние очистных работ по пласту «69» и зон ПГД.

Наиболее опасной является горнотехническая ситуация в которой имеет место на глубинах более 400 м совместное влияние зон ПГД от целиков, сформированных по надрабатываемому пласту «70», и опорного давления как смежной лавы – при охране выработок по пласту «69» целиками, так и при погашении данных выработок лавой.

«Проведение длинных очистных выработок в зонах ПГД, в большинстве случаев приводит к потере устойчивости выработок, что приводит к дополнительным затратам и убыткам от простоев оборудования очистных забоев» [40].

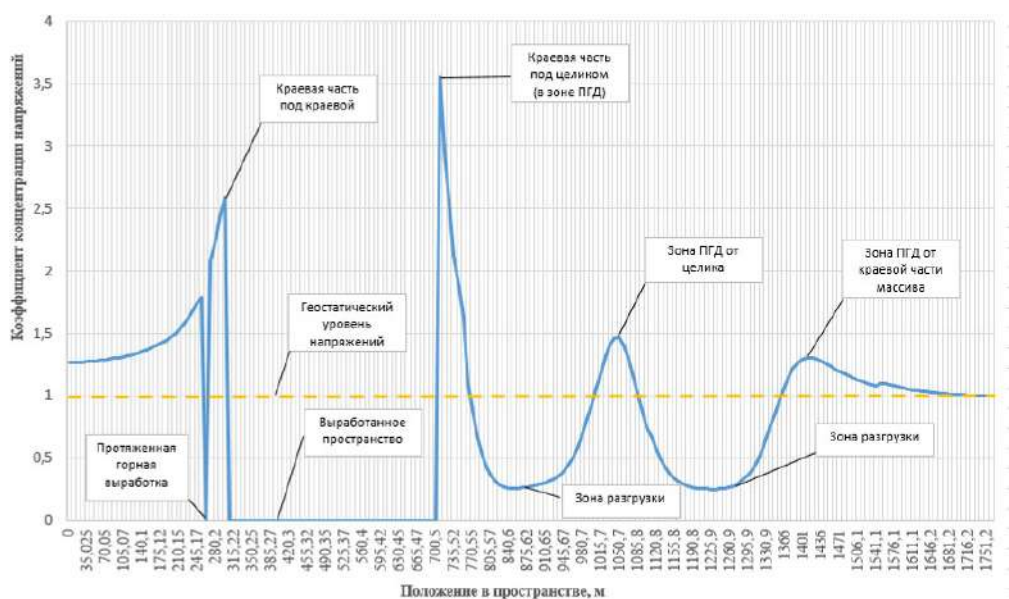


Рисунок 1.7 – Эпюра концентрации напряжений по пласту 69

В зоне влияния геологических нарушений, представленных, главным образом, разрывными нарушениями, проявляются вывалы пород кровли [63, 123] и бортов выработок, вызванные совместным воздействием существующих высоких напряжений с нагрузками, создаваемыми в ходе проведения горных выработок. В работе [10] упоминаются нарушения устойчивости, проявившиеся при проведении выработок по пласту «Рабочий», шахтоуправление «Восточное» в виде вывалов пород кровли вместе с установленной анкерной крепью, основной причиной указываются непрогнозируемые горно-геологические нарушения.

В диссертационной работе Ютяева Е.П. [96], а также в статье Казакова А.Н. [33] рассмотрен вариант выявления тектонически разгруженных и тектонически напряженных зон на основе геодинимического районирования [62]. На рисунке 1.8 выделены участки распределения максимальных главных напряжений по пласту «50» шахты «им. В. Д. Ялевского». Отмечено, что на глубинах более 500 м, тектонически напряженные зоны являются основным геодинимическим риском [91, 94]. ТНЗ объединяющие в себе техногенные и тектонические напряжения повышают риск возникновения горных ударов [89].

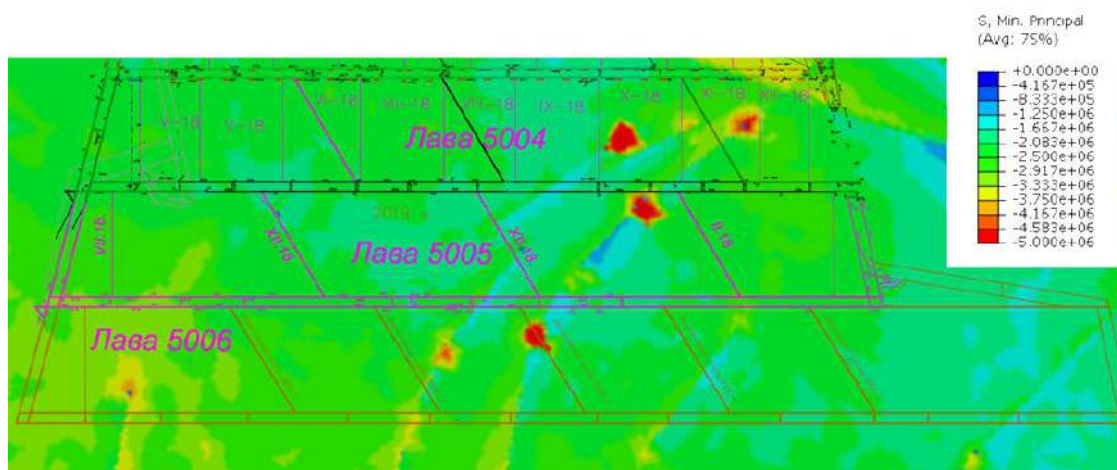


Рисунок 1.8 – Изохромы распределения максимальных главных напряжений в угольном пласте «50» шахты «им. В. Д. Ялевского»

В свою очередь ТРЗ отличаются повышенной трещиноватостью вблизи разрывных нарушений, аккумуляция газа в образовавшихся полостях может значительно повлиять на безопасность ведения горных работ. Статистические данные, собранные на шахте АО «СУЭК-Кузбасс» «Котинская» (ныне – шахта им. В.Д. Ялевского), позволили предположить, что ТРЗ являются основной причиной вывалов, обрушений и пучения почвы. Однако, стоит отметить положительное влияние тектонически разгруженных зон на уменьшение размеров участков ПГД до 20%. Влияние разрывных нарушений существенно увеличивается с глубиной проведения горных выработок, их выявление и оценка позволяет значительно снизить риск нарушений эксплуатационного состояния выработок.

Проведенный анализ подтверждает необходимость анализа и учета изменения НДС массива по всей длине выработки в зависимости от различных зон напряжения.

### **1.3 Анализ мирового опыта поддержания выемочных выработок при отработке пластов длинными забоями**

В настоящее время преимущественное распространение на угольных шахтах России имеет система разработки длинными столбами с подготовкой выемочных участков спаренными выработками, разделенными неизвлекаемыми ленточными целиками (Рисунок 1.9). Выработки проводятся

прямоугольной формы поперечного сечения, в качестве основного вида крепи применяется анкерная крепь.

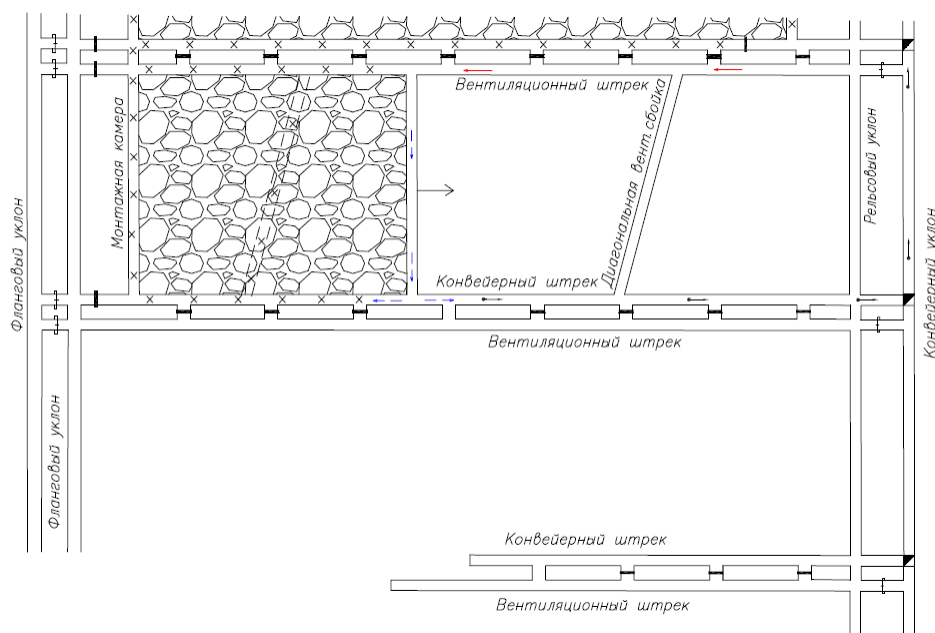


Рисунок 1.9 – Принципиальная схема подготовки выемочных участков парными штреками

В России также имеется незначительный опыт применения схем подготовки выемочных участков пластов с использованием трех штреков [68]. Однако, как правило, такой опыт связан с отработкой запасов пологих угольных пластов в сложных горно-геологических условиях [11, 36]. Так в 2017-2018 годах на шахте «им. В. Д. Ялевского» осуществлялась отработка выемочного участка 52-13 по пласту 52, необходимость подготовки которого с использованием трех штреков была обусловлена применяемой схемой проветривания, которая потребовала проведения дополнительной выработки при разделении длинного выемочного столба на две части для обеспечения восходящего движения лавы и снижения водопритоков в её призабойное пространство в условиях сложной гипсометрии пласта и значительных водопритоков.

В рассматриваемой горнотехнической ситуации вынужденное применение подготовки тремя штреками для обеспечения эффективного проветривания (свежая струя воздуха подавалась по дренажному штреку,

находящемуся за лавой между двух выработанных пространств) привело к уменьшению длины лавы и значительным потерям запасов по всей длине выемочного участка вследствие оставления дополнительного широкого (55 м) целика угля. Однако, только такая схема подготовки и отработки обеспечивала возможность эффективного управления газовыделением на выемочном участке в сложившейся горнотехнической ситуации.

В ведущих угледобывающих странах (США, Китай, Австралия) способы подготовки выемочных участков и их параметры претерпевали существенные изменения по мере накопления опыта отработки запасов с использованием системы разработки длинными столбами в различных горно-геологических условиях [116].

Подготовка выемочных участков тремя штреками является наиболее распространённой на шахтах США, порядка 80% от общего количества выемочных участков [101]. Применение третьей выработки позволяет использовать ее в качестве канала для изолированного отвода метановоздушной смеси, что повышает возможности управления газовыделением по сравнению с подготовкой спаренными выработками.

На рисунке 1.10 представлен вариант перехода подготовки выемочных столбов от трех к четырем штрекам. Использование четырех выработок позволяет отрабатывать выемочные участки любых размеров, однако поставленная задача требует существенных затрат на подготовку и реализацию. В настоящее время не более 15% от общего количества очистных забоев США отрабатывают выемочные участки, подготовленные таким образом.

«На шахтах США чаще всего при таких схемах из трех рядов ленточных целиков в среднем ряду оставляются широкие целики, работающие в режиме заданных нагрузок. В крайних рядах, по обеим сторонам от широких целиков, оставляются податливые целики» [96].

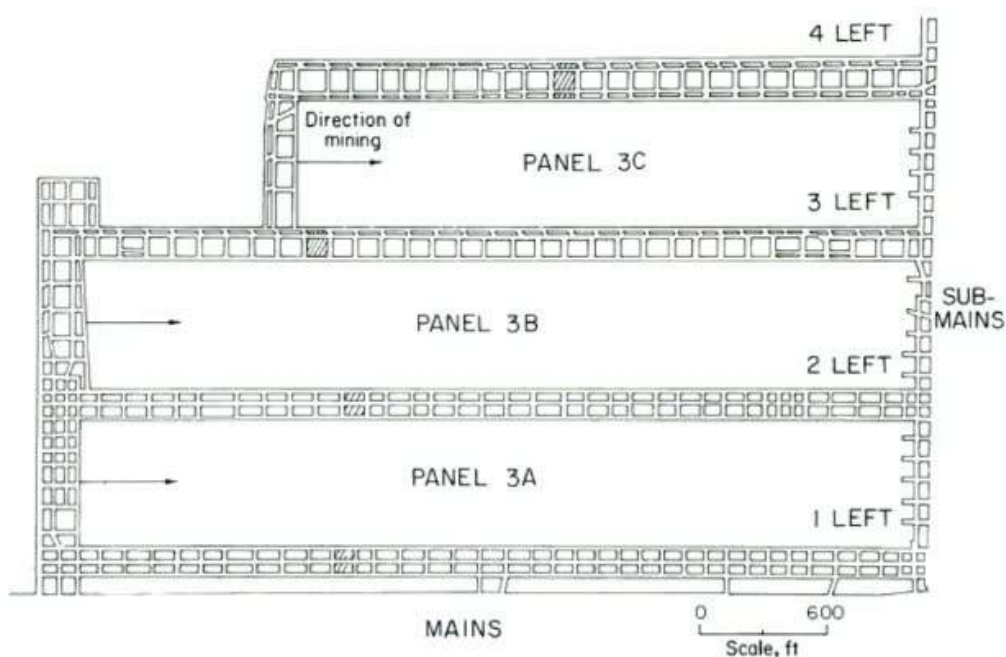


Рисунок 1.10 – Переход подготовки выемочных участков от трех к четырем штрекам

В то же время, межштрековые целики выступают в роли специфической крепи, от их состояния зависит устойчивость выработок [92].

Для обеспечения выполнения требования «Инструкции по применению схем проветривания...» [86] при подготовке выемочных участков спаренными выработками в настоящее время предусматривается проведение диагональных сбоек, обеспечивающих условия для своевременного выхода рабочих на свежую струю. Переход диагональных сбоек очистными механизированными комплексами сопровождается снижением производительности очистных забоев и усложнением условий поддержания участковых выработок на сопряжениях со сбоями [110].

Современные мировые тенденции, связанные с увеличением размеров выемочных участков при применении современного надежного высокопроизводительного оборудования [37, 103], характеризуются ростом длины лавы до 400 м и более и длины выемочных столбов до 5000 м и более, что приводит к увеличению как длины каждой отдельной сбойки, так и к необходимости проведения в пределах выемочных участков с повышенными размерами нескольких вентиляционных сбоек. Таким образом, существенно

возрастают затраты на проведение сбоек и их переход высокопроизводительными механизированными комплексами. В ряде случаев эти затраты становятся сопоставимыми с затратами на проведение третьего штрека при подготовке выемочных участков тремя выработками.

Применения варианта многоштрековой подготовки выемочных участков с использованием трех штреков обеспечивает:

- выполнение требований правил безопасности [85] по выходу до ближайшей свежей струи в течение срока защитного действия самоспасателя без проведения диагональных вентиляционных сбоек;
- возможность проведения доставки и монтажа оборудования одновременно с демонтажем проходческого оборудования;
- повышение эффективности управления газовыделением и безопасности горных работ за счет изолированного отвода метановоздушной смеси по отдельной выработке.

Три выработки с двумя рядами ленточных целиков между ними дают возможность использовать различные варианты соотношений ширины целиков по отношению к рядом расположенному выемочному участку [44, 74]. При этом, параметры целиков [75] должны обеспечивать устойчивое состояние выработок в течение всего срока службы, но не приводить к существенному увеличению потерь угля в целиках по сравнению с подготовкой спаренными выработками [47].

Таким образом, геомеханическое обоснование параметров целиков и выработок при подготовке выемочных участков тремя штреками представляет собой актуальную научно-практическую задачу. Применительно к шахтам АО «СУЭК-Кузбасс» особое внимание следует уделять вопросам предотвращения пучения почвы выработок [50].

Анализ литературных источников, описывающих мировой опыт разработки пластов в условиях склонных к пучению почв, показывает, что проблема обеспечения эксплуатационного состояния выработок в таких условиях остается актуальной для всех угледобывающих стран мира (Китай,



США, Австралия, Польша и др.) и лишь усугубляется с увеличением глубины ведения горных работ [106].

В зарубежных литературных источниках приводится целый ряд технических решений, направленных на обеспечение эксплуатационного состояния выработок, поддерживаемых в условиях пучения пород [105, 115]. Может быть выделено две основные группы способов борьбы с пучением почвы: снижение напряжений в породах почвы и изменение прочностных свойств пород почвы [49].

В зарубежной практике рекомендуются следующие формы реализации способов борьбы с пучением: повышение деформационно-прочностных характеристик пород почвы с целью снижения их пластических свойств путем анкерования и использования упрочняющих растворов (Рисунок 1.11, а); формирование в почве выработки бетонной перевернутой арки для создания препятствия для пучения пород в выработку (Рисунок 1.11, б); бурение разгружающих скважин в месте максимальных деформаций (пучения) почвы для уменьшения уровня напряженности почвы (Рисунок 1.11, в).

«Значительный опыт борьбы с пучением накоплен на глубоких шахтах Донецкого и Печорского бассейнов. Выделяется две группы методов борьбы с пучением почвы.

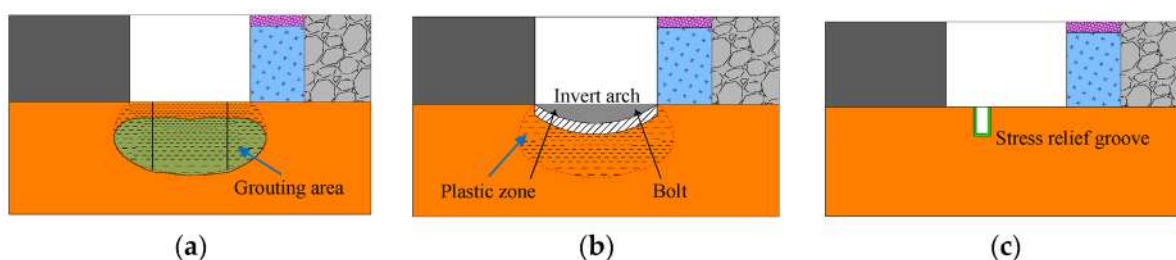


Рисунок 1.11 – Рекомендуемые способы снижения пучения почвы протяженных горных выработок

К первой группе относятся:

- способы разгрузки массива, окружающего выработку, с использованием защитного действия пластов (надработка или подработка защитными пластами);
- применение камуфлетного взрывания почвы;

- применение спаренных узких бутовых полос непосредственно по бокам выемочных выработок;
- способ разгрузки почвы пластовых выработок скважинами, буримыми в борта выработки;
- бурение разгрузочных скважин в почве выработки;
- бурение разгрузочной щели в почве выработки

Ко второй группе относятся:

- способы активной разгрузки и последующего упрочнения пород почвы;
- анкерование пород почвы;
- применение податливых и жестких кольцевых крепей или крепей с обратным сводом;
- применение в зоне опорного давления впереди и за очистным забоем временных усиливающих крепей из спецпрофиля с составными лежнями.» [40].

Способ разгрузки пород почвы выработки с использованием взрывных работ на практике был рекомендован и опробован в условиях Донецкого бассейна (Рисунок 1.12)

Для реализации данного способа пробуриваются шпуры на глубину 2,2 м с межскважинным расстоянием 0,8 м, масса заряда, применяемого взрывчатого вещества, аммонит ПЖВ-20, составляет 0,5 кг. Разгрузка пород обеспечивается одновременным взрыванием зарядов в почве и забое выработки. При последующем мониторинге состояния пород почвы выработок после разгрузки, отмечено значительное снижение деформации элементов крепи и изменения контура выработки по сравнению с участком на котором не проводились разгрузочные работы.

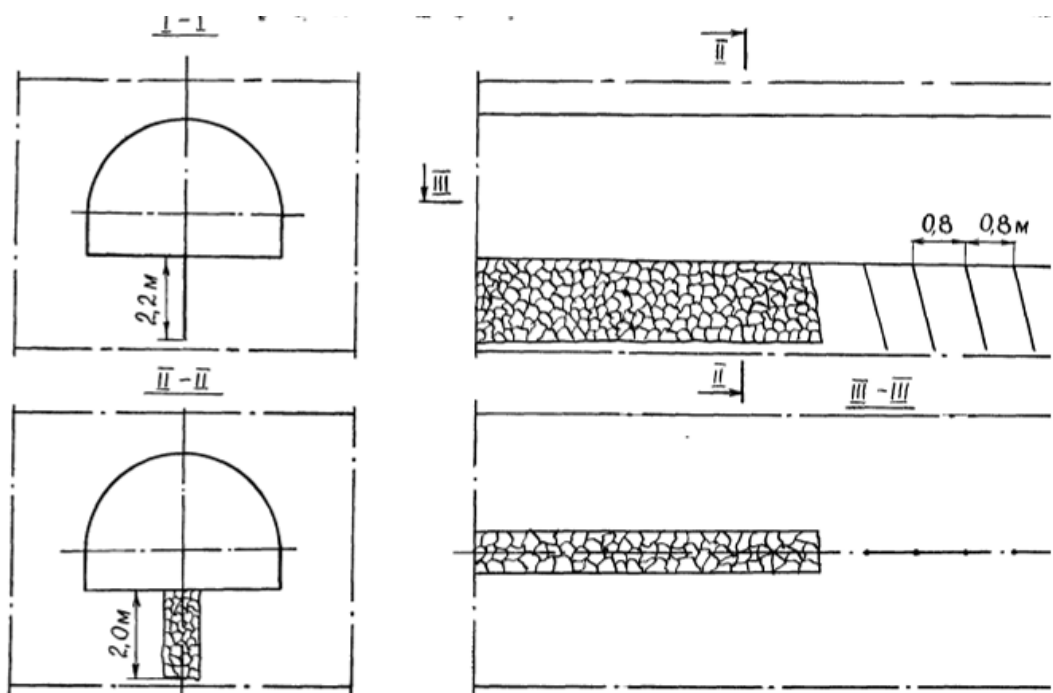


Рисунок 1.12 – Схема разгрузки почвы выработки с использованием буровзрывных работ

Согласно исследованиям, проведенным в Донецком горном институте «эффективность способов борьбы с пучением основанных на упрочнении пород, определяется глубиной упрочнения, которая ограничивается обычно 2–2,5 м, что в 2–4 раза меньше возможного размера зоны разрушения пород (далее – ЗРП) в зоне влияния очистных работ. Таким образом, при размерах ЗРП более 2,5 м эти способы не позволяют существенно предотвратить смещения пород, в этих условиях происходит выдавливание упрочненных пород одним блоком в полость выработки при развитии зоны разрушения за границами упрочненной области. Фактически областью эффективного применения способов, основанных на упрочнении, являются выработки не испытывающие влияния опорного давления. Кроме этого, эти способы требуют больших материальных и трудовых затрат, что, учитывая сравнительно небольшой срок их службы, экономически не выгодно.»

#### **1.4 Обзор технической литературы, нормативной базы проектирования паспортов проведения и крепления выработок и управления состоянием массива при разработке пологих угольных пластов**

Для проектирования эффективной и безопасной отработки пологих пластов на угольных шахтах используется ряд нормативных документов:

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. Приказ Ростехнадзора от 02.12.2013 N 576 (зарегистрирован Минюстом России 04.04.2014, рег. N 31822)»
2. «Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°. Утверждены Первым заместителем Министра В. Д. Никитиным 16 мая 1984 г.» [83]
3. «Положение о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах. Департамент угольной промышленности Минтопэнерго России, 23.07.1993.»
4. «Руководство по безопасности «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах». Приказ Ростехнадзора от 21.08.2017 № 327» [71]
5. «Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». Приказ Ростехнадзора от 17.12.2013 N 610 (зарегистрирован Минюстом России 19.02.2014, рег. N 31354)» [84]

В условиях шахт компании АО «СУЭК-Кузбасс» широко применяются нормативные документы под номерами 1, 2, 5.

«Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам» регламентирует выявление и прогноз удароопасных участков в пределах шахтных полей, предотвращение и перевод

горных выработок в неудароопасное состояние при помощи формирования защитных зон в краевых частях массива, ведение очистных работ, а также проведение и поддержание подземных горных выработок. Отменен с 01.01.2021 на основании постановления Правительства Российской Федерации от 06.08.2020 N 1192.

«Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°» регламентирует построение зон ПГД от целиков и краевых частей массива при разработке свит угольных пластов, предоставляет рекомендации по управлению и креплению в очистных забоях, работающих в условиях воздействия надрабатывающего (подрабатывающего) пласта». [12]

«Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» позволяет произвести расчет параметров анкерной крепи (выбор конструкции, опорных элементов), в том числе в зоне влияния ППГД, однако не содержит расчетов для горных выработок, расположенных в особо опасных горно-геологических условиях, в зонах ПГД и геологических нарушений.

Нарушения устойчивости участковых выработок в большинстве случаев неразрывно связано с зонами ПГД, сформированными в результате отработки сближенных пластов [27, 118].

Результатом проявления нарушений устойчивости чаще всего становятся обрушение кровли и бортов выработки, пучение почвы. Например, на шахте «им. С. М. Кирова» в вентиляционной печи 2594, пласт «Поленовский», находящейся в зоне ПГД, натурными исследованиями установлена конвергенция боков выработки до 2 м; в конвейерном штреке №1380, пласт «Байкаимский», шахта «Шахта им. 7 ноября» пучение почвы до 300 мм.

«Существует несколько гипотез, объясняющих причину выдавливания пород в горных выработках:

- набухание пород под действием влаги;

- увеличение объема пород в зоне неупругих деформаций вследствие их пластического разрыхления;
- выпирание пород под влиянием опорного давления в боках выработки;
- вязкое течение пород в результате неравновесного состояния массива в почве выработки;
- сорбционное набухание газонасыщенных пористых сред;
- потеря упругопластической устойчивости пород в области неупругих деформаций и т.д.» [93]

В зависимости от используемых физических моделей все методы оценки явления выдавливания пород в горные выработки можно разделить на четыре группы:

- основанные на применении уравнений статики сыпучих сред (П.М. Цимбаревич, В.Д. Слесарев и др.);
- основанные на использовании реологических уравнений (В.А. Лыткин, А.П. Максимов и др.);
- основанные на уравнениях теории упругопластической устойчивости (А.Н. Шашенко);
- основанные на эмпирических зависимостях (Ю.З. Заславский, И.Л. Черняк и др.).

В своих работах О. Якоби [97] отмечал, что процесс поднятия почв выработок происходит в двух случаях: 1 – в случае выдавливания породы в контур поперечного сечения выработки, 2 – в случае вспучивания пород почвы. Пучение почв за счет первого случая наиболее часто проявляется в выемочных выработках угольных шахт Донбасса, порядка 80%. Стоит отметить, что пучение пород почвы зависит от содержания влаги уровня влаги в породах. Пучение происходит вследствие последовательного расслоения пород со смещением зоны расслоения вглубь массива по поверхностям ослабления.

Современные представления о механизме пучения в виде схем представлены на рисунке 1.13.

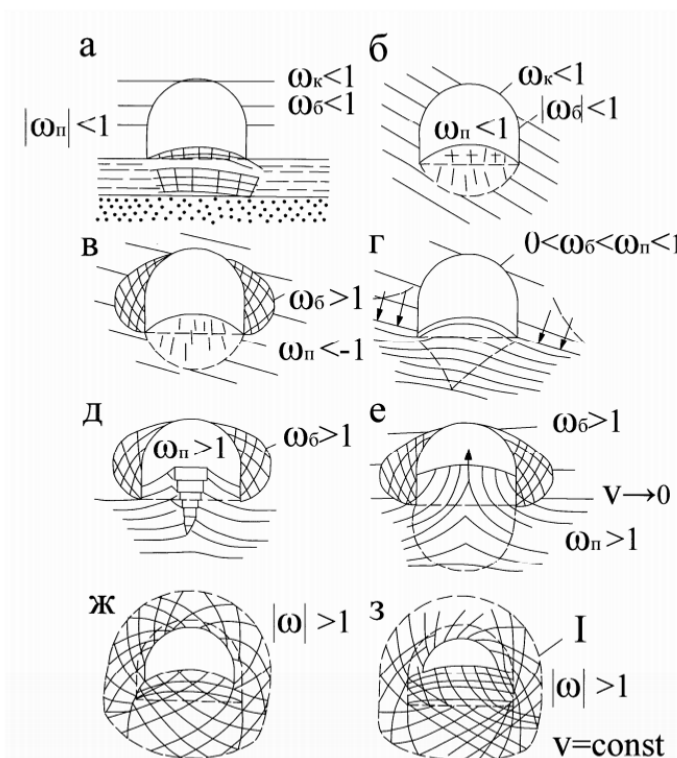


Рисунок 1.13 – «Схемы механизмов пучения пород почвы  
а – набухание, б – набухание, размокание; в – размокание с  
последующим разбуханием; г – выдавливание из-под штампа; д –  
продольнопоперечный изгиб слоев, образование зоны неупругих  
деформаций; е – вязкопластическое течение при влаге  $W$ ; ж – образование  
зоне неупругих деформаций; з – вязкое течение в зоне неупругих  
деформаций и при наличии влаги  $W$ »

Согласно проведённым исследованиям З. Бенявски [6] в шахтах Западной Виргинии, отличающихся высокой прочностью подстилающих глинистых сланцев и высокой концентрацией горизонтальных напряжений, потеря устойчивости почвы происходит не в форме пластического течения, а в виде разрушения при изгибе. Сильно трещиноватые краевые зоны целиков являются причиной возникновения высокой концентрации напряжений, что приводит к пучению почвы горных выработок.

О. Якоби [97] в качестве мер предотвращения пучения пород почвы предлагал следующие варианты мероприятий управления состоянием массива:

### 1. Анкерование почвы.

Крепление горных выработок анкерной крепью (Рисунок 1.14), благодаря своей эффективности, получило широкое распространение на территории Российской Федерации и за ее пределами. Анкерование почвы выработок производится деревянными или стеклопластиковыми анкерами с закреплением их по всей длине бетоном или полимером. Конструкцию и основные параметры анкерной крепи следует принимать в соответствии с «Инструкцией по расчету и применению анкерной крепи ...» [84]

Однако целесообразность применения анкерования почвы напрямую зависит от горно-геологических и эксплуатационных условий. Ненарушенность породного массива, отсутствие плоскостей ослабления – одни из основных требований для эффективного использования анкерного крепления [30].

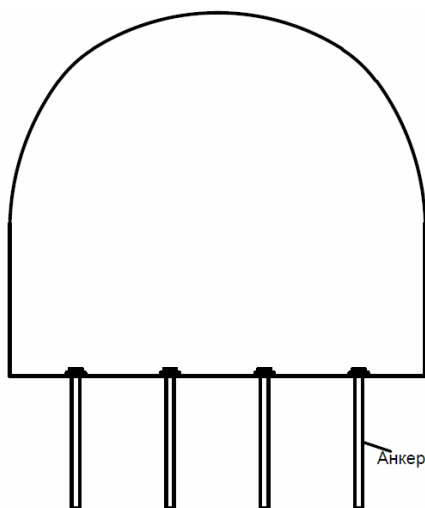


Рисунок 1.14 – Схемы механизмов анкерования почвы

### 2. Тампонаж пород почвы.

Предназначен для упрочнения разрушенных горных пород путем заполнения открытых трещин затвердевающим составом. Способ активной разгрузки и последующего упрочнения почвы состоит из бурения шпуров для камуфлетного взрывания пород почвы, камуфлетного взрывания для создания



полости и зоны интенсивного трещинообразования вокруг неё, последующего упрочнения почвы выработки вяжущими растворами. Расстояние между шпурами по ширине и длине выработки составляет 1–1,5 м. Глубина бурения шпуров 1,6–1,8 м. Крайние шпуры у стенки выработки наклонены к горизонтальной плоскости под углом 60 градусов в сторону стенки. Масса заряда принимается равной 200–400 г. Технология проведения тампонажных работ включает в себя бурение перпендикулярных почве скважин (Рисунок 1.15), при этом длина скважин должна быть равна максимальной ширине зоны трещинообразования. Целесообразность применения тампонажа почвы эффективно в случае достижения зоны смятия окончательной глубины, что в большинстве случаев достигается однократной подрывкой почвы.

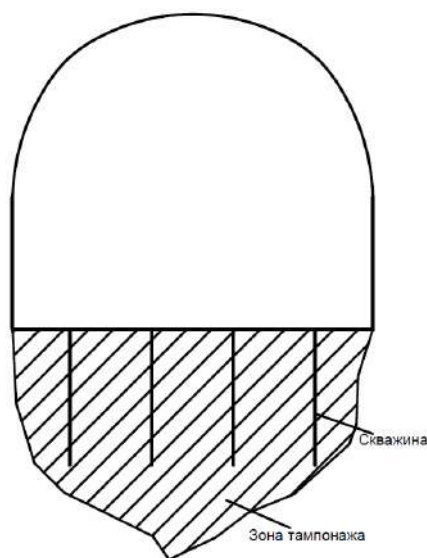


Рисунок 1.15 – Схема расположения тампонажных скважин

3. Бетонные своды в почве выработки с податливой металлической крепью и без нее.

Устройство бетонного свода (Рисунок 1.16) обеспечивает высокую несущую способность. При условии применения бетонного свода с усиливающей металлической крепью сопротивление крепи выдерживает двукратное превышение нормального давления. Следует отметить, что максимальная толщина бетонного свода не должна превышать 60 см, при этом образующиеся при изломе половины свода сохраняют сцепление с друг с другом. В то же время максимальный предел прочности на сжатие бетонного

свода достигается в течение 28 дней. Длительный срок подготовки и реализации мероприятия по управлению состоянием массива не обеспечивает требуемой скорости проходки.

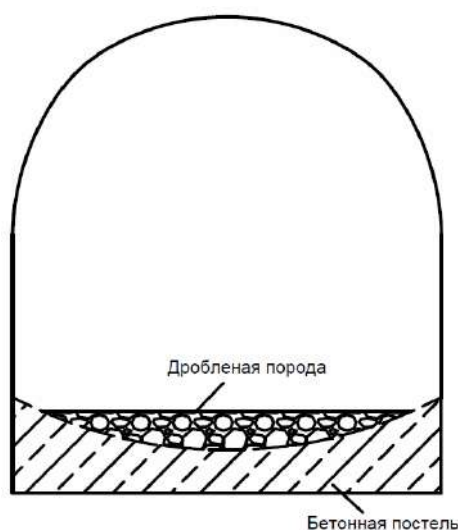


Рисунок 1.16 – Устройство обратного свода с заполнением его бетоном

Мониторинг состояния пород почвы выработок показал, что интенсивность пучения почвы зависит от горно-геологических и производственных факторов [80].

На сегодняшний день изучению механизма пучения почв посвящен широкий перечень работ, в которых, в полной мере описаны основные закономерности процесса пучения, представлены методики прогноза и способы борьбы с пучением почв при различных параметрах расположения выработок и типа пород, вмещающих выработку [12]. Наиболее эффективным способом борьбы с пучением почв отмечается метод частичной разгрузки массива, позволяющий существенно снизить НДС массива вокруг выработки.

Частичная разгрузка массива может быть выполнена при помощи проведения компенсационных выработок [51], применения разгрузочных щелей и скважин, рыхления пород почвы и т.д.

В реальных условиях в качестве способа борьбы с пучением почвы выработок наиболее часто применяют подрывку вспучившихся пород, такой подход является временным решением, так как не устраняет причины возникновения пучения, а ликвидирует его последствия.

## **1.5 Анализ существующих рейтинговых классификаций массивов горных пород и их применение**

Устойчивость горного массива является определяющим критерием при проектировании подземных горных выработок и зависит от целого ряда горно-геологических и горнотехнических условий [18, 53, 119]. С целью систематизировать и охарактеризовать свойства массивов горных пород за последние сто лет активно развивались рейтинговые системы классификации. Е. В. Кузьмин и А. Р. Узбекова [48] провели исследования по развитию существующих рейтинговых систем, выделив основные критерии устойчивости горных пород. Наибольшее распространение получили системы на основе анализа опытных данных, представляющие собой количественную оценку устойчивости массива. Основное назначение рейтинговых классификаций – выбор крепления вскрывающих, подготовительных и очистных выработок [95]. Из таблицы 1.4 наглядно видно развитие систем классификаций от оценки единичных факторов до комплексного подхода к учету частных рейтингов.

Особую популярность в мире получили системы, предложенные З.Т. Бенявски (RMR) [99] и Н. Бартоном (Q), разрабатываемые в одно время классификации оказали значительное влияние друг на друга, сформировав схожий механизм оценки устойчивости горных выработок. Рейтинг массива горных пород RMR (Rock Mass Rating) представляет собой 100 балльную оценку устойчивости выработки с учетом склонности горных пород к вывалам на основе шести параметров: прочность породы на одноосное сжатие, обводненность, качество бурового керна, промежуточное расстояние между трещинами, оценка параметров трещиноватости, с учетом направления и угла падения трещин. Основное различие с Q-system кроется в использовании системой RMR характеристик прочности пород на сжатие, в то время как Н. Бартон ввел коэффициент необходимого времени устойчивости выработки. Система RMR позволяет достаточно точно осуществить выбор крепления выработки, тем не менее изначально заложенная направленность на

строительство подземных гражданских объектов не учитывает влияние факторов, возникающих при проведении подземной добычи полезных ископаемых. Оценку влияния выветренности пород, взрывных и очистных работ в своей классификации MRMR (Mining Rock Mass Rating) учел Д. Лабшер [52], дополнив систему оценки поправочными коэффициентами.

Таблица 1.4 – Развитие основных рейтинговых классификаций

Год	Критерий	Описание
1879	В. Риттера	Определение допустимых пролетов незакрепленной кровли, выбор крепления выработок
1946	Н. Терцаги	Оценка влияния нагрузки пород, учет структурных разрывов в массиве горных пород
1958	Г. Лоффер	Время устойчивости выработки напрямую зависит от увеличения пролета обнажения пород
1964	Д. У. Дир (RQD)	Классификация качества выработок в зависимости от числа трещин в объеме массива
1972	Дж. Викхем (RSR)	Первая рейтинговая классификация, выбор крепления выработки
1973	З. Т. Бенявски (RMR)	Рейтинг массива горных пород с учетом склонности горных пород к вывалам. Разработаны номограммы выбора крепи и зависимости времени стояния от пролёта обнажения
1974	Н. Бартон (NGI, Q-system)	Большое сходство с системой оценки RMR, различия в весовых коэффициентах и определении прочности пород
1976	Д. Лобшир (MRMR)	Классификация, состоящая из частных рейтингов, учитывающих прочностные характеристики массива и трещиноватость, с учетом поправочных коэффициентов

Поправочные коэффициенты позволяют: провести корректировку прочности нетронутого массива с учетом крепости руды и густоты трещин; учесть влияния выветривания, взрывных работ, ориентации трещин, подземных вод, смерзаемости пород и давления, вызванного горными работами.

На сегодняшний день MRMR является наиболее полной и самодостаточной системой оценки устойчивости горных выработок [19].

На территории России интерес к рейтинговым системам проявлялся не столь широко, Будник Д.Р. в своей статье [8] сообщает о разработках оценочных систем соотечественниками только в начале 80-х годов прошлого столетия. Наибольший вклад принадлежит Н. С. Булычеву [9] и его балльной системе оценки. В систему вводится некоторый показатель  $S$ , учитывающий крепость и влажность пород, численность и характеристику трещин: шероховатость, раскрытие, заполнение, а также направление выработки относительно основного направления трещин. Всего, учитывается восемь параметров, при которых значение  $S$  может принимать значения и разделяться на 5 категорий в диапазоне от  $<0,05$  до  $>70$ . В зависимости от категории определяется допустимое время обнажение пород. При проведении практических работ оказалось, что трещиноватость является основным, но далеко не единственным критерием оценки способным влиять на состояние массива горных пород, в связи с чем классификация не получила должного развития.

Однако, практическое использование классификаций нашло свое применение несколько позже. Наиболее ярким примером может служить активно используемая на шахтах Кузбасса «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи...» [84]. В зависимости от типа пород кровли по обрушаемости, смещению кровли  $U_m$ , влиянию различных коэффициентов осуществляется выбор методики расчёта и конструкции анкерной крепи в боках и кровле горной выработки.

## 1.6 Выводы по главе 1

Выполненный анализ особенностей отработки пологих угольных пластов при подготовке выемочных участков тремя выработками с каждой стороны выемочного столба, состояния нормативной базы проектирования, а также результатов ранее проведенных исследований по обеспечению устойчивости выработок и определению параметров межштрековых целиков позволил сделать следующие выводы:

1. Переход на подготовку выемочных участков пологих угольных пластов с проведением трех штреков с каждой стороны выемочного столба с целью поддержания высокого уровня производительности и максимального использования потенциала современного очистного оборудования является одним из направлений обеспечения конкурентоспособности подземной угледобычи.
2. Нарушение эксплуатационного состояния выработок, оконтуривающих выемочные участки, является одной из причин простоев высокопроизводительного оборудования современных очистных механизированных комплексов при отработке пологих угольных пластов.
3. При отработке свит пластов нарушения устойчивости чаще всего проявляются в зонах ПГД. Применяемые в настоящее время паспорта крепления выемочных выработок с использованием анкерной крепи, включая возведение крепи усиления в зоне влияния очистного забоя или в зонах ПГД, в ряде случаев не обеспечивают безремонтного поддержания выработок, что приводит к дополнительным затратам и убыткам от простоев оборудования очистных забоев.
4. При переходе на подготовку выемочных участков тремя выработками вопросы обеспечения устойчивости выработок и параметров целиков требуют дополнительного обоснования. Выемочные выработки находятся в разных условиях поддержания, ширина целиков и режимы их работы также могут варьироваться. Вместе с тем, выбор рациональных методов управления состоянием массива, не влияющих на скорость проведения выработок, требует исследований и корректной оценки НДС массива и его изменений в процессе отработки выемочных участков.
5. Выбор параметров паспортов крепления выемочных выработок и мероприятий по управлению состоянием массива необходимо осуществлять на основе оценки НДС системы «целик-выработка-массив» по всей длине выработок и его изменений в процессе развития очистных работ с учетом влияния зон ПГД и зон разгрузки от сближенных пластов.

Таким образом, целью работы является обеспечение устойчивости выемочных выработок и минимальных потерь угля в целиках при подготовке выемочных участков пологих угольных пластов тремя штреками.

Достижение сформулированной цели диссертационной работы требует решения ряда взаимосвязанных задач:

1. Анализ мирового опыта поддержания выемочных выработок при интенсивной отработке пологих угольных пластов.
2. Натурные исследования влияния параметров паспортов крепления выемочных выработок и мероприятий по управлению состоянием массива на устойчивость выработок.
3. Экспериментально-аналитические исследования НДС массива при подготовке выемочных участков тремя выработками для различных сочетаний ширины целиков между выработками и его изменений при различных параметрах паспортов крепления и мероприятий по управлению состоянием массива.
4. Разработка комплекса рекомендаций по выбору места расположения выработок, ширины целиков, определению параметров паспортов крепления и мероприятий по управлению состоянием массива с учетом зон ПГД.
5. Оценка эффективности предложенных решений, определение области применения разработанных рекомендаций.

## **ГЛАВА 2 НАТУРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК И ЦЕЛИКОВ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ ШАХТАХ АО «СУЭК-КУЗБАСС»**

### **2.1 Выбор методики проведения исследований**

«Исследования состояния массива горных пород, вмещающего выемочные выработки угольных шахт, является основным элементом анализа устойчивости горных выработок. Для выработок прямоугольной формы поперечного сечения, закрепленных анкерной крепью, устойчивость определяется, главным образом, состоянием кровли выработок» [35]. Проведение натуральных исследований устойчивости горных выработок [38, 112, 113] и целиков основывается на выполнении инструментальных геофизических наблюдений и визуального анализа [1, 17].

Натурные методы оценки включает в себя замер протяженности подготовительных выработок на пикетах, мониторинг смещения глубинных реперов, диагностирование отжима угля с боков подготовительных выработок, набухание пород почвы в результате инфильтрации в них технической и природной воды, испытания несущей способности анкеров [4, 45], определение смещений слоев кровли выработки [102], визуальный осмотр анкерного крепления [3], включая фиксирование деформаций шайб анкерной крепи, георадиолокационные [2] и видеоэндоскопические исследования. Текущий мониторинг и контроль устойчивости выемочных выработок представляет собой необходимый комплекс мер по отслеживанию прямых и косвенных причин возникновения нарушений структуры пород кровли [100].

Безусловно, визуальный осмотр является основным с точки зрения первичного диагностирования нежелательных динамических проявлений, так как включает в себя фиксирование любых отклонений по всему периметру выработки от её первоначального состояния. Кроме того, на основе визуального осмотра, согласно работе Трушко О.В. [81], возможна оценка и исследования воздействия динамических явлений на эксплуатационное



состояние горных выработок. Для этих целей предлагается анкета, состоящая из 21 показателя, включая эскиз визуально наблюдаемых нарушений. По результатам анкетирования проводится оценка и определение категории устойчивости рассматриваемого участка. Полученная информация может служить для определения соответствия паспортов крепления горно-геологическим условиям ведения работ. В статье [88] с целью изучить деформационные проявления горного массива был разработан системный подход к обследованию выработок на основе визуального осмотра и анализа имеющихся данных. При обнаружении деформационных нарушений необходимо провести следующие обследования:

1. Сбор документальной информации о выработке
2. Попикетное исследование общего состояния выработки
3. Выделение наиболее характерных участков проявления горного давления
4. Оценка состояния крепи

Визуальный анализ представляет собой регистрацию нарушений эксплуатационного состояния выработок, которые являются последствиями воздействия сложных горно-геологических условий, в таком случае на его основе не всегда возможно определить первопричину возникновения деформаций.

К инструментальным наблюдениям можно отнести довольно широкий спектр методов контроля состояния породного массива, среди которых можно выделить следующие исследования:

1. Реперные
2. Геофизические
3. Оптические

Метод глубинных реперов, используемый для контроля относительной деформации горного массива, заключается в их установке на уровне устья скважины с закреплением замков на различном расстоянии от контура выработки. Конструкция глубинного репера включает в себя замки, индикатор, металлический шток или проволоку. В зависимости от типа

глубинного репера возможно исполнение с разным количеством замков, от двух до семи штук.

ООО «РАНК 2» дает следующие рекомендации по установке глубинного репера. Первоначально бурится шпур глубиной на 3,7 м больше глубины заложения анкеров. Базовый репер досылается к самому дну шпура, контрольный репер устанавливается на глубину на 300 мм ниже замковой части анкеров. После установки реперной станции производится наблюдение. Смещение осевой трубки по контрольному индикатору характеризует интенсивность деформации пород кровли. Устойчивость крепи характеризуется положением контрольного индикатора относительно базового. В случае смещения контрольного индикатора относительно базового необходимо увеличить частоту наблюдений для контроля за скоростью деформации. Если скорость деформации затухла в пределах желтой зоны, смещение в пределах нормы, крепь работает, дополнительных мероприятий не требуется, если скорость смещения на желтой зоне не затухла, крепь не работает, необходимо срочно принимать мероприятия по перекреплению выработки или усилению крепи.

Геофизические исследования применяют в качестве как одиночных, так и комплексных методов оценки однородности массива пород и установления фоновых значения физических полей, измеряемых в пределах выемочного участка и целиков. Для контроля изменения НДС массива при проведении очистных работ активно применяются методы, основанные на обработке электромагнитных сигналов. Особую распространенность получил метод регистрации естественного электромагнитного излучения (далее – ЕЭМИ) [5]. Прибор отслеживает изменения электромагнитного излучения, происходящие вследствие смещения горных пород и образования трещин внутри массива. Согласно данным исследований [58] ЕЭМИ представляет собой один из самых эффективных способов анализа текущего состояния НДС массива, позволяя проводить обследования выработок со скоростью до 2 км/сут

при шаге 5–10 м. На точность измерений существенно влияет наличие обводненных рыхлых пород.

Помимо отслеживания явления электромагнитной эмиссии широкое распространение получил георадиолокационный метод [42], основанный на классическом принципе радиолокации. В настоящее время метод георадиолокации активно применяется при решении широкого круга задач, в частности изучения неоднородностей верхней части инженерно-геологического разреза. В угольных массивах съемка проводится с целью картирования текущего состояния исследуемой среды, включая границы пластов, пустоты, влажные породы, инженерные сети и элементы крепи.

В идеальных условиях проведения измерений полученный результат позволяет оперативно оценить отслоения, влагонасыщенность и общее состояние пород толщи массива. Опираясь на результаты геофизического зондирования, в породах кровли могут быть определены зоны трещиноватости. Анализ состояния трещиноватости угля в подготовительных выработках, определение азимута, угла наклона и интенсивности трещин позволит систематизировать полученные данные и дать корректную оценку текущим горно-геологическим условиям.

В реальных условиях работы угольных шахт не всегда возможно обеспечить необходимые требования из-за особенностей проведения обследования. Для замера необходимо перемещать георадар вдоль выработки с постоянной скоростью, 3–4 км/ч, что может быть невозможно из-за наличия препятствий и посторонних предметов, расположенных на почве выработки. Кроме того, радиопомехи, вызванные несущими электросиловыми кабелями и металлическими элементами крепи, могут оказать существенное влияние на получаемый результат и исказить реальную картину георадиолокационного профиля.

В течение последних 20 лет на угольных шахтах активно применяются видеэндоскопические исследования с целью прогнозирования состояния пород кровли.

Обследование шпуров видеэндоскопом позволяет оперативно уточнить структуру пород кровли, своевременно выявить геологические нарушения, зоны трещиноватости и расслоения массива. Однако, на сегодняшний день, нет единой системы оценки получаемых данных [66].

В работе [24] предлагается систематизация состояния выработок на основе анализа трещиноватости, основываясь на форме, размере и степени открытости трещин. В статье [23] приведена классификация степени опасности трещин в зависимости от их расположения относительно зоны действия анкеров с учетом других возможных факторов: деформации элементов анкерной крепи, отжима угля, изменения ширины выработки, смещения пород кровли. В зависимости от расстояния между трещинами и ширины раскрытия трещин в породах, Луганцев Б.Б. [55] предложил классификацию устойчивости кровли в подготовительных выработках с указанием времени устойчивого состояния пятиметрового пролета выработки. В тоже время, в работах [23, 24] основное внимание, при оценке состояния выработки, уделяется характерным признакам опасности, таким как прогиб подхватов, смятие опорных шайб, прогиб решетчатой затяжки. В случае оценки шпура с использованием представленной классификации, обследование видеэндоскопом выступает в роли вспомогательной системы анализа текущего состояния кровли и мониторинга изменения параметров трещин. Кроме того, в статьях не рассмотрена основная структура пород внутренних стенок шпура и иерархическая организация породного массива [35].

## **2.2 Исследование устойчивости выработок, оконтуривающих выемочный столб, с использованием видеоэндоскопа**

В целях мониторинга текущего состояния кровли выработок на угольных шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» в последнее десятилетие активно используются видеоэндоскопические исследования.

Исследования проводились на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» в выработках, оконтуривающих выемочный столб и испытывающих влияние опорного давления очистного забоя. Нижеследующие показания основываются на данных, полученных в результате исследования более чем 50 шпуров, пробуренных на шахтах: «им. С.М. Кирова», «Талдинская-Западная 1», «им. В.Д. Ялевского», «им. А.Д. Рубана», «Комсомолец», «Талдинская-Западная 2» в период с 2016 по 2019 годы.

Обследование производилось при помощи видеоэндоскопа Wohler VIS250 (Рисунок 2.1). Промышленный видеоэндоскоп немецкого производства предназначен для обследования труб, вентиляционных каналов и различных полостей диаметром от 40 до 150 мм. Представляет собой небольшой кейс размерами 51x43x17 см, весом 8 кг, с возможностью автономной работы до 2 часов без подзарядки. Прибор оборудован камерой, с разрешением 768x576 (PAL) пикселей и углом обзора в 120°, TFT дисплеем и выдвижным гибким зондом длиной 20 м.



Рисунок 2.1 – Видеоэндоскоп Wohler VIS250

Мобильность прибора, его технические возможности, а также влагозащита по стандарту IP68 позволяют использовать видеоэндоскоп в тяжелых условиях разработки угольных шахт.

Обследования проводятся в выемочных и подготовительных выработках, в том числе, в зоне влияния очистных работ. Для выполнения видеосъемки пород кровли бурятся шпуры диаметром 30 мм, с рекомендуемой длиной 7 м. Располагаются шпуры по центру поперечного сечения выработки так, чтобы устье шпура находилось на уровне кровли (Рисунок 2.2).

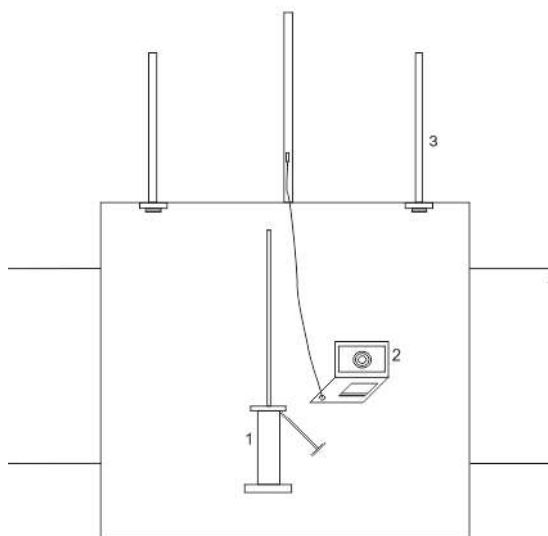




Рисунок 2.2 – Исследования кровли выработок видеоэндоскопом  
1 – ручная буровая установка; 2 – видеоэндоскоп, 3 – анкерное крепление

По данным исследований установлено, что основными факторами, определяющими состояние выработок, являются трещиноватость и переслаивание вмещающих пород. «В большинстве случаев структура пород стенок шпура по этим признакам на видеоизображении может быть поделена на 6 видов (таблица 2.1). Как показали исследования, в подавляющем большинстве случаев трещиноватые породы, порядка 20% от длины шпура, располагаются на расстоянии не более 1,5 м от контура выработки, при этом интервал интенсивно трещиноватых пород не превышает 0,5 м. Последующие монолитные породы и породы с винтовой направленностью составляют до 60-70% от общей длины шпура. Оставшиеся 10-20% приходятся на

переслаивающиеся и трещиноватые породы, с изливом воды, их расположение хаотично и зависит от горно-геологических условий залегания пород.

Таблица 2.1 – Структура стенок шпура

Свойства горной породы	Описание	Видеоизображение
Монолитная	Представляют собой цельную сплошную поверхность с гладкими или кольцевыми участками стен шпура.	
Монолитная, с винтовой направленностью	Обладают повышенной крепостью, выделяются спиралевидной структурой стенок шпура.	
Интенсивно трещиноватая	Раздробленная структура с выраженным блочным строением, раскрытие трещин до 5 мм, сокращение диаметра шпура в кадре видеосъемки более 20%.	
Трещиноватая	Незначительное изменение геометрии стенок шпура, шероховатость, раскрытие трещин до 3мм.	
Переслаивающаяся	Чередование пород различных по составу, текстуре, крепости и другим характеристикам.	
Трещиноватая, с изливом воды	Частично или полностью увлажненные стенки шпуров.	

При видеофиксации нетипичных обширных трещин на участке монолитных пород, необходимо пробурить дополнительные шпуры в радиусе 5 м от первичной точки обследования, с целью уточнения характера трещиноватости.

Стоит отметить, что разрастание трещин и появление новых наиболее вероятно в случае, когда шпур, оказывается на линии забоя лавы. Типичное строение породного массива отображено на рисунке 2.3.

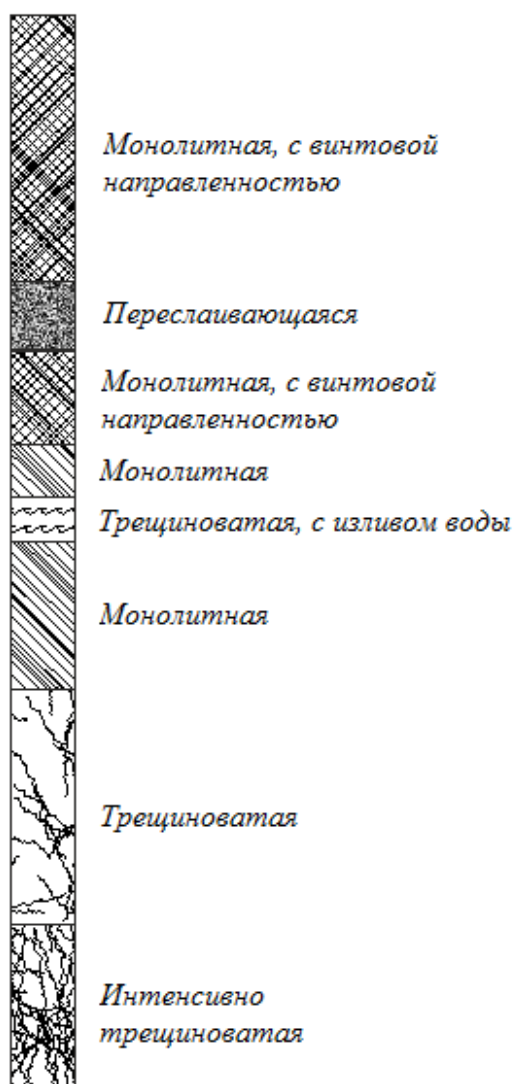


Рисунок 2.3 – Иерархическая организация породного массива

Видеоэндоскопическая съемка позволяют не только оперативно отслеживать изменения напряжений в массиве, но и исследовать причины начала и окончания действия разрушающих напряжений.



«К примеру, на шахте «Галдинская Западная 1», АО «СУЭК-Кузбасс», в параллельном штреке 66-09 произошло обрушение кровли, длина обвала составила 17,4 м, деформация элементов крепи 6,4 м (Рисунок 2.4). Параллельный штрек 66-09 пласта 66 пройден комбайновым способом (ширина 5,2 м, высота 3,3 м, сечение 17,6 м<sup>2</sup>), крепь: кровля - 6 анкеров типа А20В длиной 2,75 м при помощи 2 полимерных ампул (1000 мм) под «штрипс» с шагом установки 0,8 м с перетяжкой металлической решётчатой затяжкой; бока – 3 анкера типа А20В длиной 1,8 м при помощи полимерной ампулы (1000 мм) под металлические шайбы 300х300 мм с шагом установки 0,8 м с перетяжкой полимерной сеткой СПЭШ.» [35]

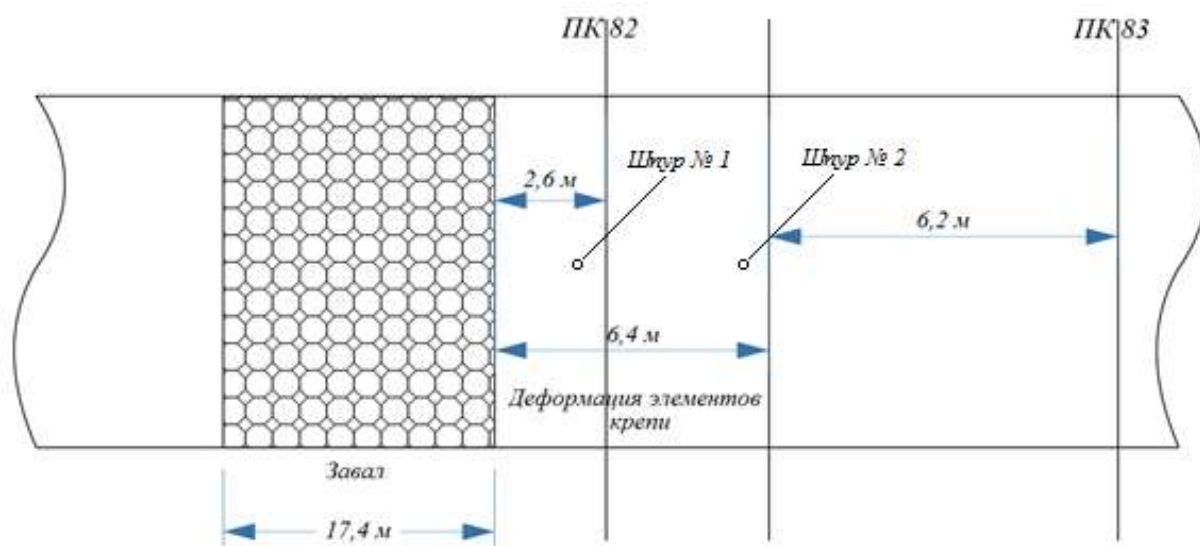

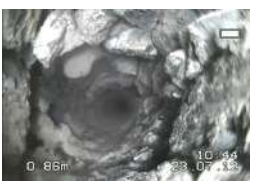

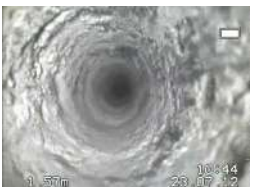




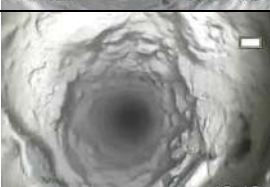






Рисунок 2.4 – Параллельный штрек 66-09 в зоне завала

«В кровле параллельного штрека было пробурено 2 шпура диаметром 30 мм. Шпур №1 пробурен в кровле выработки глубиной 6,9 м в месте заложения ПК82 в двух метрах в сторону от завала. Шпур №2 пробурен в кровле выработки глубиной 7 м в месте заложения ПК82 в шести метрах в сторону от завала.» [35] В таблице 2 представлена информация, полученная в ходе обследования шпуров видеоэндоскопом. Сравнение и анализ шпуров №1 и №2 (таблица 2.2) и составленная по изображениям структурная колонка пробуренных шпуров (Рисунок 2.5) показали, обрушение кровли прекратилось благодаря залеганию прочных монолитных пород на расстоянии 0,26-1,09 м от контура выработки в глубину массива.

Таблица 2.2 – Видеоанализ шпуров

Шпур №1		Видеоизображение	Шпур №2		Видеоизображение
0,0-0,26 м	интенсивно трещиноватая порода		0,0-0,36 м	интенсивно трещиноватая порода	
0,26-0,70 м	моноклитная порода		0,36-1,56 м	трещиноватая порода	
0,70-0,74 м	трещиноватая порода		1,56-2,83 м	моноклитная порода с участками переслоения	
0,74-1,09 м	моноклитная порода		2,8-2,92 м	трещиноватая порода, с изливом воды	
1,09-1,30 м	трещиноватая порода		2,92-7,0 м	моноклитная порода	
1,30-5,27 м	моноклитная порода с участками переслоения				
5,27-5,79 м	трещиноватая породы, с изливом воды				
5,79-6,93 м	моноклитная порода				

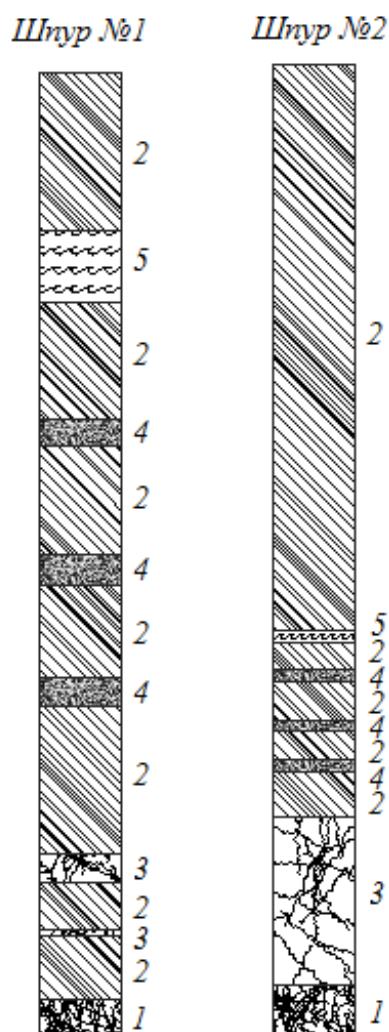


Рисунок 2.5 – Структурная колонка отбуренных шпуров

1 – интенсивно трещиноватая порода; 2 – монолитная порода; 3 – трещиноватая порода; 4 – переслаивающаяся порода; 5 – трещиноватая порода, с изливом воды

Стоит отметить, что потенциал применения видеэндоскопических исследований реализован не в полной мере. Исследования проводятся по результатам визуального осмотра состояния анкерной крепи и пород контура выработки, выступая лишь в роли вспомогательной системы оценки.

Место и время проведения измерений выбирается бессистемно и не зависит от периода ведения работ, такой подход ограничивает возможности статистического анализа, что не позволяет определить причину нарушения эксплуатационного состояния выработки.

«Для полноценной оценки необходимо систематизировать получение данных в режиме реального времени. В целях получения систематизированной информации необходимо в зависимости от условий изменения НДС массива вокруг выработки в различные периоды (до начала влияния опорного давления лавы, в зоне влияния опорного давления, в зоне остаточного опорного давления, в зоне опорного давления второй лавы) проводить повторную съемку видеоэндоскопом по мере подвигания очистного забоя.» [35]

Анализ существующих рейтинговых систем и методов классификации массивов зарубежных и отечественных авторов: З. Т. Бенявски (RMR), Д. У. Дира (RQD), Хоека-Брауна (GSI), Г. Л. Фисенко, Н. С. Булычева и др. показал, что одним из основных параметров оценки устойчивости массива является трещиноватость массива. А.А. Павлович, в статье [60] отметил аналогичность подходов к построению классификация по методу Г. Л. Фисенко и Хоека-Брауна [108] для определения прочностных свойств массива горных пород на открытых горных работах, что позволило объединить результаты их исследований и соотнести коэффициент нарушения  $D$  к расстоянию между трещинами.

Данные эндоскопических исследований позволяют внести корректировку в предложенную классификацию и применить ее для оценки трещиноватости шпуров, пробуренных по контуру выработки при отработке пологих угольных пластов.

На основе предложенных методов определения трещиноватости и экспериментальных данных, собранных в процессе видеоэндоскопических исследований предлагается классификация трещиноватого массива, предполагающая различные категории трещиноватости и соответствующие им значения поправочного коэффициента для оценки прочности массива в зависимости от расстояния между трещинами (таблица 2.3). При этом не следует учитывать зоны трещиноватости с шириной менее 0,1 м.

Таблица 2.3 – Поправочный коэффициент в зависимости от расстояния между трещинами

Категория трещиноватости	Расстояние между трещинами, м	Поправочный коэффициент $K_{\Pi}$
I	0,1-0,5	0,5
II	0,5-1	0,6
III	1-1,5	0,7
IV	>1,5	1

«Получение и сравнение видеоизображений в различные периоды поддержания выработки, а также численная оценка НДС массива в рассматриваемые периоды позволит для конкретных условий разработать критерии обеспечения устойчивости выработок для последующего использования в системах мониторинга состояния выработок в режиме реального времени.» [35]

### **2.3 Геофизические исследования однородности массива в целиках между выемочными выработками**

В условиях шахты «Котинская» (ныне – им. В. Д. Ялевского) АО «СУЭК-Кузбасс» в 2016 году был проведен комплекс исследований, целью которых являлась оценка проницаемости целиков, оставленных по мощному пласту 52, путем измерения значений физических полей геофизическими методами. Изыскания проводились на базе метода импульсного естественного электромагнитного излучения, с использованием современного аппаратного комплекса ANGEL-M, разработанного под руководством АО «ВНИМИ», г. Санкт-Петербург (патент РФ 2535329) и метода георадиолокации, реализуемого посредством георадара «ОКО-2».

Метод регистрации ЕЭМИ позволяет решать следующие задачи: исследование НДС массива горных пород в горных выработках, опасных по горным ударам или внезапным выбросам угля и газа; выявление зон влияния современных геомеханических процессов на промышленные сооружения; выявление зон разрывных нарушений (разломов); инженерно-

геологические исследования при сооружении и эксплуатации зданий, трубопроводов, коммуникаций в условиях городской застройки.

Наблюдения методом ЕЭМИ выполнены на основе комплекта аппаратуры, включающего магнитную антенну (датчик-акселерометр) для приема переменных электромагнитных сигналов и блок регистрации для селекции, записи и анализа информации об излучении (Рисунок 2.6).



Рисунок 2.6 – Аппаратный комплекс «ANGEL-M»

Регистрация ЕЭМИ ведется на основе комплекса «ANGEL-M» в режиме «MEASURE». Обследование целиков угля между вскрывающими выработками методом ЕЭМИ проведено в следующем порядке: на каждом пикете выполнена серия из пяти измерений ЕЭМИ по трем взаимно ортогональным компонентам (X, Y, Z). При проведении наблюдений расстояние между пикетами составляло 4–5 м. По окончании каждого отсчета серии на экран прибора выводятся показатели: номер измерения. Показатели структуры излучения «А», «В», где «А» - амплитудный показатель импульсов, «В» - показатель соотношения амплитуд импульсов и таблица распределения амплитуд по уровням автоматически сохраняются в памяти прибора, для дальнейшего использования (построения графиков, зависимостей и т. п.) на персональном компьютере.

Компактные размеры комплекса позволяют задействовать в работе одного человека. Оператор производит отслеживание номера отсчета и показаний прибора, и в случае их соответствия требованиям переходит к следующему отсчету (или пикету).

Метод георадиолокации проводился с целью апробации локализации и картирования отдельных трещин в благоприятных для проведения съемки участках угольных массивов.

Георадар «ОКО-2» (Рисунок 2.7), генерирует мелкочастотные электромагнитные импульсы с частотой 400 МГц, которые, проходя сквозь толщу зондируемых горных пород, возвращаются и регистрируются прибором в виде энергии отраженной волны. Полученный сигнал обрабатывается программным обеспечением прибора и преобразовывается в цифровой вид. Вследствие того, что глубина проникновения электромагнитных волн различается и зависит от плотности и электрической проводимости залегающих в толще пород, отраженная волна формирует разрез исследуемой среды, называемый георадиолокационным профилем или радиограммой.



Рисунок 2.7 – Георадар «ОКО-2»

Георадиолокационная съемка осуществлялась в процессе перемещения антенной системы георадара вдоль профилей наблюдения. Было выбрано

несколько экспериментальных участков для проведения георадиолокационной съемки исходя из возможности ее проведения контактной антенной системой георадара. Разметка профилей съемки выполнена инструментально с помощью мерного колеса.

До начала проведения шахтных геофизических исследований был составлен реестр горных выработок шахты «Котинская» (ныне – им. В. Д. Ялевского) с указанием основных характеристик: расположение выработок (по пласту, пересекающие пласт, полевые выработки), срок службы выработки, наличие зон геологических нарушений и повышенной трещиноватости массива, состояние контура выработок, вид крепи, наличие параллельной выработки (ширина целика между выработками и направление движение воздуха), наличие выработанных пространств и характеристика перемычек - качество изоляции и наличие утечек, расположение выработки в зонах подработки (надработки) и расстояние до смежного отработанного пласта (участка), глубина расположения выработки и наличие аэродинамической связи с поверхностью. Обоснована необходимость проведения шахтных исследований состояния выработок (краевых частей массива и целиков): вскрывающие выработки с разнонаправленными струями при ширине целика между ними менее 50 м, участковые выработки действующих выемочных участков, охраняемые целиками угля, участки вскрывающих и подготовительных выработок в зонах геологических нарушений.

Пласт «52» Соколовского месторождения Кузбасса находится в средней части разреза ленинской свиты. Пласт располагается в 30-37 м выше пласта «51» и в 40-60 м выше пласта «53». Глубина залегания пласта достигает 440 м. Мощность пласта колеблется от 3,74 до 6,78 м, и в среднем составляет 4,67 м (по угольным пачкам 4,54 м). Строение пласта относительно простое, 1-2 пачки (в отдельных случаях - 5-7 пачек). Породные прослои суммарной мощностью 0,02-0,76 м представлены преимущественно алевролитами. В пласте «52» проявляются морфологические неоднородности в виде



тектонической нарушенности. Амплитуда нарушений колеблется от 0,3 до 1,5 м, углы падения 40-50°. Пласт отнесен к относительно выдержанным в связи с наличием локальных размывов. Природная газоносность пласта в поле шахты «Котинская» (ныне – им. В. Д. Ялевского) составляет от 7,5 до 11 м<sup>3</sup>/т. Пласт угрожаем по горным ударам с глубины 150 м. Критическая глубина проявления внезапных выбросов 430 м (превышает максимальную глубину залегания).

На шахте «Котинская» геофизические исследования выполнены по семи участкам рудника:

1. Целик между Конвейерным стволом ФПП (север) и Путевым стволом ФПП (север).

Данный участок разделен на три участка по 200 м, в пределах которых проведены геофизические исследования:

- Конвейерный ствол ФПП - Путевой ствол ФПП – в верхней части шахтного поля на уровне выемочного участка 5201 (Условно назван «Участок 1»).
- “поворот” – Конвейерный ствол ФПП – Конвейерный ствол (север) и с другой стороны целика – поворот Путевой ствол ФПП – Путевой ствол (север) (Условно назван «Участок 2»)
- Конвейерный ствол (север) – Путевой ствол (север) – в нижней части шахтного поля на уровне выемочного участка 5210 (Условно назван «Участок 3»)

2. Целик между Конвейерным штреком 5211 и погашенным Вентиляционным штреком 5210.

Данный участок разделен на два участка по 200 м, в пределах которых проведены геофизические исследования:

- вне зоны геологических нарушений (Условно назван «Участок 4»);
- в зоне геологических нарушений (Условно назван «Участок 5»).

3. Целик между Путевым стволом (юг) и Конвейерным стволом (юг).

Данный участок разделен на два участка по 200 м, в пределах которых проведены геофизические исследования:

- вне зоны геологических нарушений (Условно назван «Участок 6»);
- в зоне геологических нарушений (Условно назван «Участок 7»).

Всего в рамках проведения полевых наблюдений методом ЕЭМИ на исследуемых участках выполнена регистрация более 7000 отчетов.

В результате измерений в выходном файле на каждой точки измерений регистрируются показатели структуры излучения «А», «В», где «А» - средняя (максимальная) амплитуда импульсов, зарегистрированных в заданный промежуток времени (10 сек), «В» - показатель распределения амплитуд импульсов по 10-ти уровням.

А – рассчитывается, в выбранном интервале записи, как минимальное среднее и максимальное арифметическое по абсолютным значениям отчетов или их квадратов. Затем с учетом усиления пересчитывается в микровольты.

Для расчета В необходимо задать критерии определения события. Первый критерий – длительность события, задается как количество отчетов. Второй критерий – определение амплитуды события. Это может быть положительный экстремум на промежутке события, минимум или среднее значение при отсутствии экстремумов, в том числе при монотонном убывании или возрастании на промежутке события.

В рамках геофизических исследований на выбранных участках шахты наиболее эффективно зарекомендовал параметр А по распределению максимальных значений амплитуд естественного электромагнитного поля. Согласно опыту работ с данным методом, замечено, что при наличии зон повышенной нагруженности, напряжений, зон разломов и трещиноватости наблюдается повышение амплитуд поля ЕЭМИ, а также понижение показателя распределения амплитуд В. Поэтому в пределах каждого профиля наблюдений построены графики распределения максимальных амплитуд ЕЭМИ по трем компонентам поля (Z,Y,X) (Рисунок 2.8), графики

соотношения изменения коэффициента амплитуд  $B$  ЕЭМИ по трем компонентам поля ( $Z, Y, X$ ) на соответствующих профилях (Рисунок 2.9).

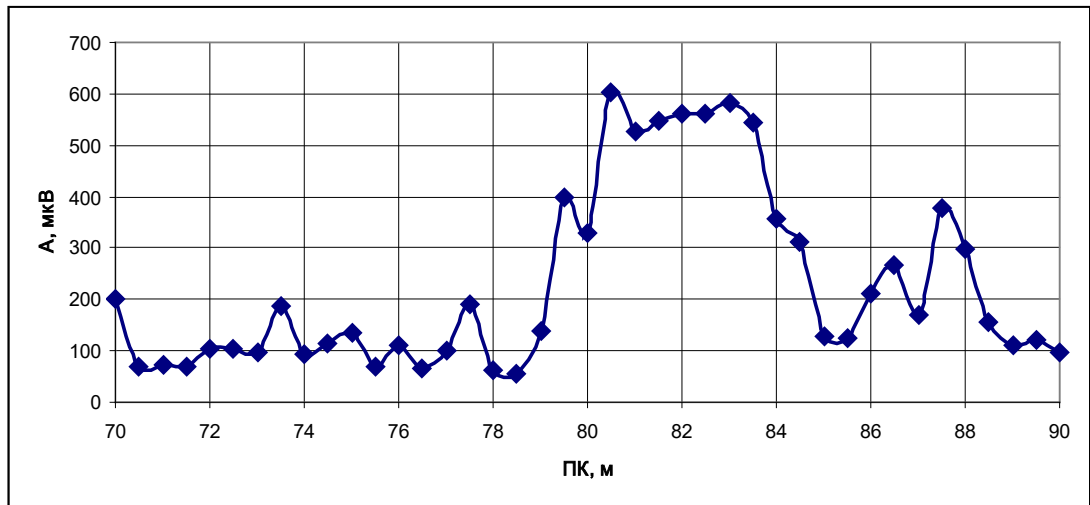


Рисунок 2.8 – График распределения средних значений амплитуд ЕЭМИ на участке 1 (Путевой ствол) по компоненте  $X$

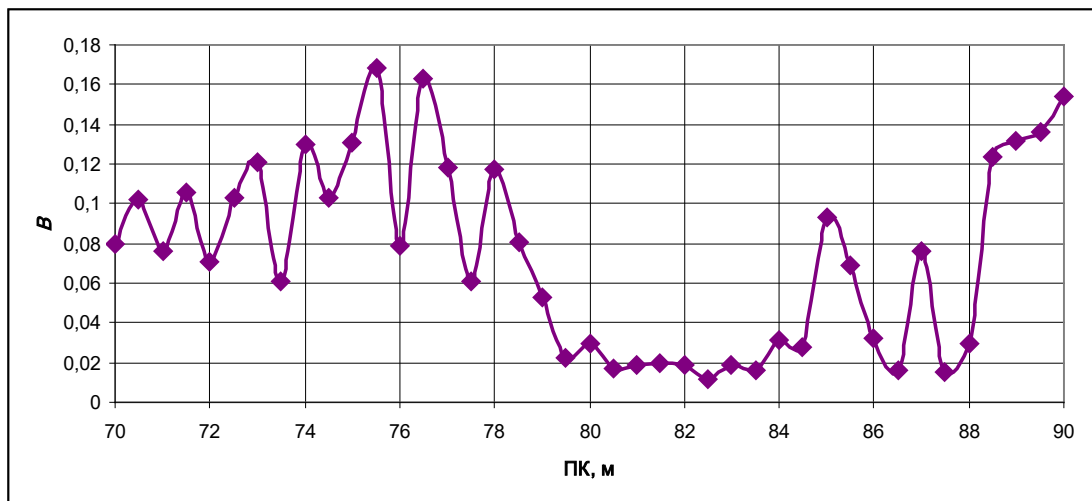


Рисунок 2.9 – График распределения коэффициента амплитуд  $B$  ЕЭМИ на участке 1 (Путевой ствол) по компоненте  $X$

Общая протяженность профилей георадиолокационной съемки составила 80 метров. Цифровая обработка данных георадиолокационной съемки произведена с помощью компьютерных программ «PRIZM v.4.1», «GeoScan32» и «RADEXPRO». Целью обработки является подавление волн-помех и получение георадарограмм, наиболее полно и четко отражающих строение геологического разреза.

Цифровая обработка георадарограмм включает в себя следующие процедуры цифровой фильтрации:

- масштабирование;
- введение статических поправок;
- амплитудная коррекция;
- анализ спектров полезных отраженных волн и помех;
- удаление синфазной помехи;
- частотная полосовая фильтрация;
- 2-D пространственная фильтрация;

По результатам цифровой обработки построены геолого-георадиолокационные разрезы, на которых максимально четко проявилась структура волнового электромагнитного (ЭМ) поля, зон трещиноватости угольного массива пород.

Анализ результатов георадиолокационной съемки, показал, что на георадарограммах проявляются отраженные электромагнитные волны (далее – ЭМ), характеризующие следующие пространственное положение трещин в массиве угля.

Результаты цифровой фильтрации представлены в виде георадарограмм, на которых практически подавлены ЭМ волны-помехи и достаточно четко проявилась структура волнового поля, отражающая особенности положения трещин изучаемого разреза. Георадарограммы характеризуют распределение отраженных ЭМ волн вдоль линий геофизических профилей.

Материалы георадиолокационных исследований представлены в виде геолого-георадиолокационных разрезов по профилям приведены на рисунках 2.10–2.12.

Пространственные координаты выявленных геолого-геофизических комплексов включают:

- индексы профилей, указанные на схеме размещения профилей;
- пикеты, соответствующие расстоянию по профилю;

- глубина расположения трещин, отсчитываемая от поверхности наблюдений.

Выполненные комплексные геофизические исследования в пределах рассматриваемых участков шахты «Котинская» (ныне – им. В. Д. Ялевского) позволили сделать следующие выводы:

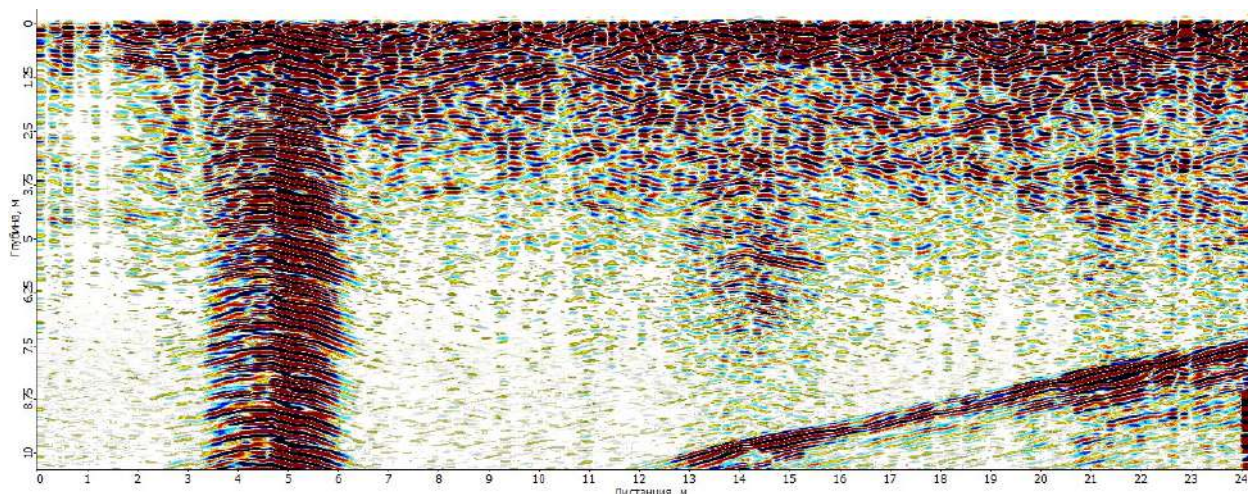


Рисунок 2.10 – Георадарограмма фрагмента профиля по участку 2 северный путевой ствол

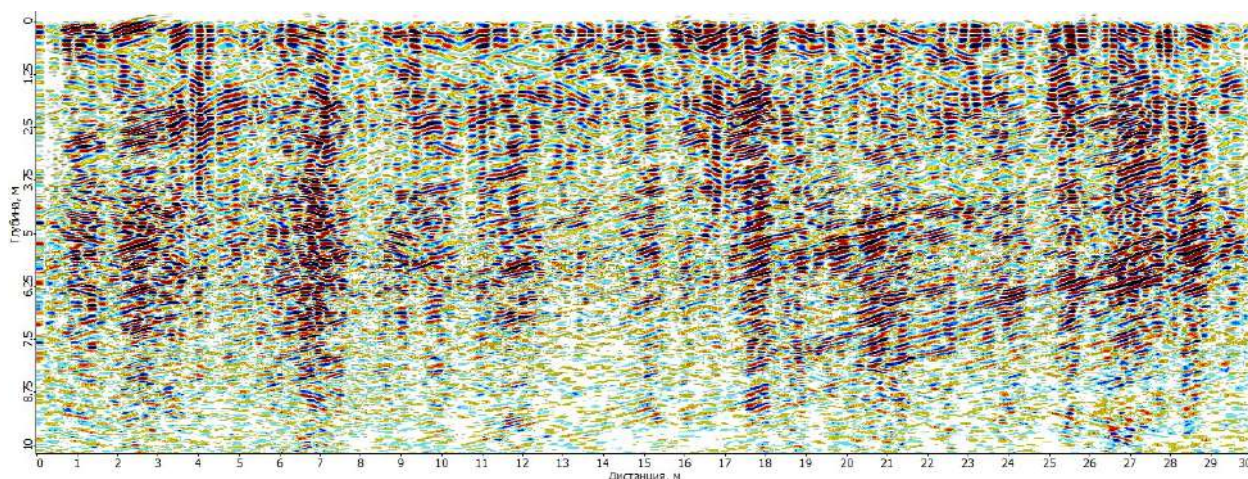


Рисунок 2.11 – Георадарограмма фрагмента профиля по участку 2 северный путевой ствол

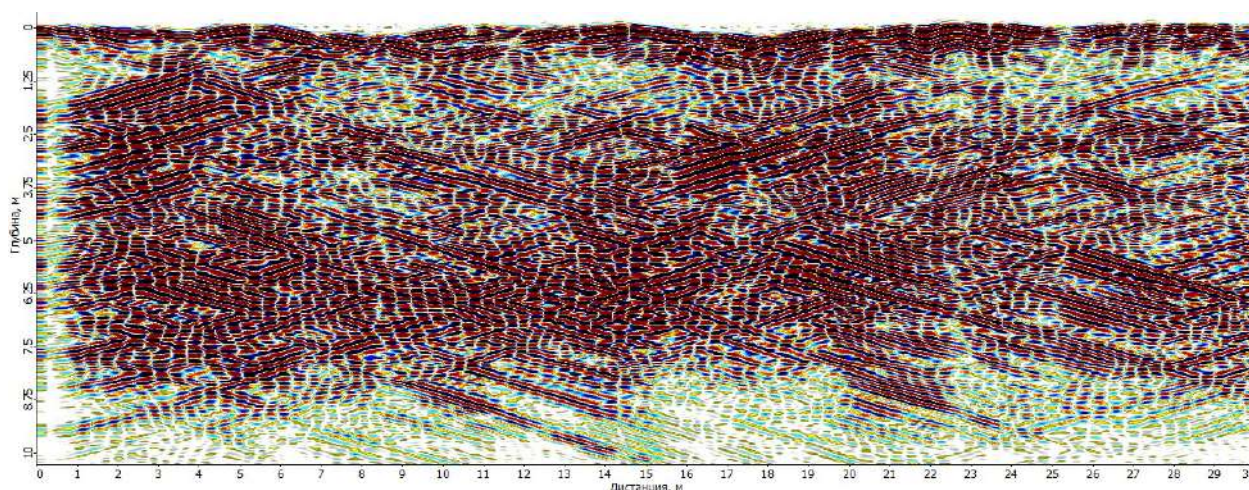


Рисунок 2.12 – Георадарограмма фрагмента профиля рядом с участком 2 (ЦПП 2)

1. Выполненные исследования (ЕЭМИ) позволили выделить интервалы, характеризующиеся аномальными значениями физического поля: Участок 1 (путевой ствол Север) от ПК 79 до ПК 88, Участок 1 (конвейерный ствол Север) от ПК 73 до ПК 81, Участок 7 (путевой ствол Юг) от ПК 1 до ПК 4, Участок 7 (конвейерный ствол Юг) от ПК 8 до ПК 20, Участок 6 (путевой ствол Юг) от ПК 50 до ПК 60, Участок 6 (конвейерный ствол Юг) от ПК 50 до ПК 65. Данные участки соответствуют зонам повышенных напряжений, а также зонам пониженных показателей коэффициента амплитуд  $V$ . Значение показателя « $V$ » менее 0,05 указывает на наличие повышенной трещиноватости в пределах исследуемого участка.

2. Метод георадиолокации в массиве угля позволяет отчетливо локализовать пространственное положение отдельных трещин, на глубины до 10 и более метров, при разработке определенного методического подхода возможно определение степени трещиноватости. Однако, для широкого внедрения данного метода в шахтных условиях ввиду особенностей рельефа стенок выработок (шероховатости) необходимо использовать бесконтактные (рупорные) антенные блоки (данные блоки успешно реализованы различными производителями георадаров и прекрасно себя зарекомендовали), а также при массовом использовании метода георадиолокации необходимо использовать

оборудование, соответствующее всем требованиям по искробезопасности при работе в угольных шахтах.

## 2.4 Исследования проявления горного давления в участковых подготовительных выработках шахты Талдинская-Западная 2, АО «СУЭК-Кузбасс»

Проявление горного давления в условиях проведения и поддержания горных выработок является одним из основных причин нарушения безремонтного состояния подготовительных выработок [34]. Характерными проявлениями чрезмерного давления являются вывалы, отжим и обрушение угля [65]. При ведении очистных работ в лаве 70-09 наблюдались: вывалы пород непосредственной кровли на высоту до 10 м (Рисунок 2.13); отжим угля забоя и обрушение пород кровли с опережением лавы до 4,2 м. Вывалы и отжим происходили как в момент задвижки секций крепи, так и сразу за шнеком комбайна. Данные о куполах в лаве 70-09 представлены на рисунке 2.14.

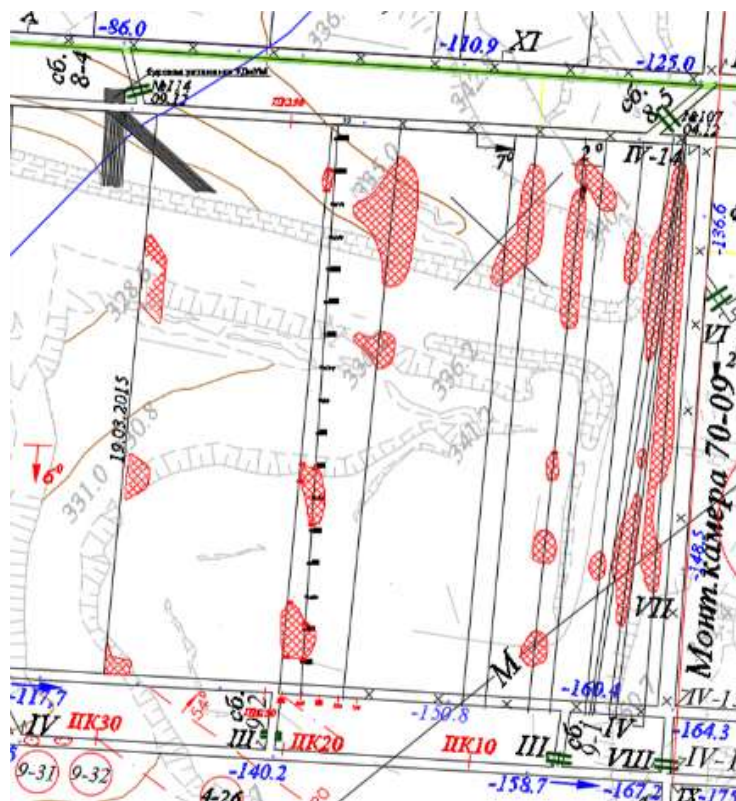
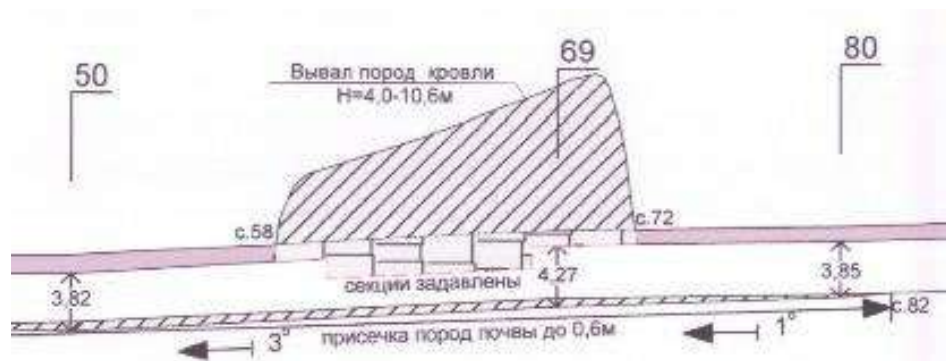
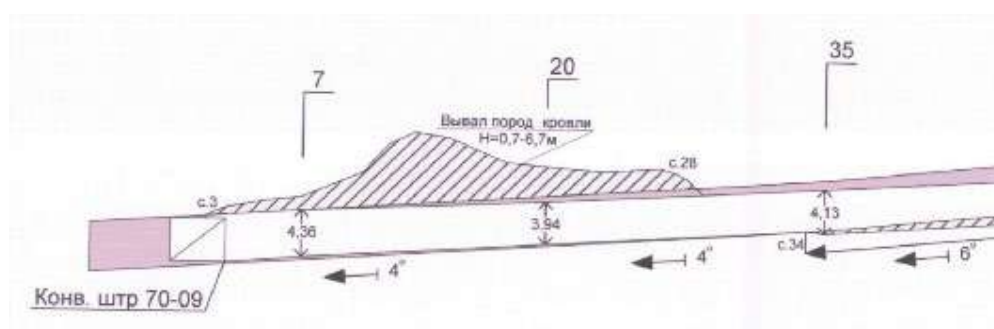


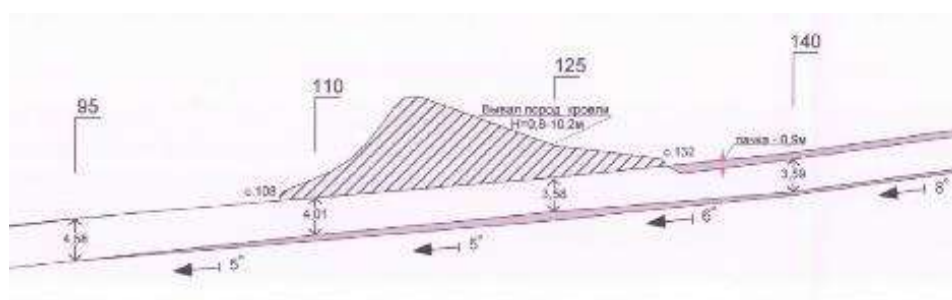
Рисунок 2.13 – Купола в лаве 70-09



09.03.2015 г.



20.04.2015 г.



05.05.2015 г.

Рисунок 2.14 – Вывалы угля в лаве 70-09

На 05.08.2014 г. в лаве в задавленном состоянии находились секции крепи со 126 по 157, немного поджаты секции крепи с 158 по 176. Секции стояли под углом  $80-85^{\circ}$  от нормали. На секциях крепи со 134 по 157 наблюдался отжим угля на полную мощность пласта на глубину до 4 м полным заполнением этого пространства вывалившейся породой кровли. Лавный конвейер завален породой.

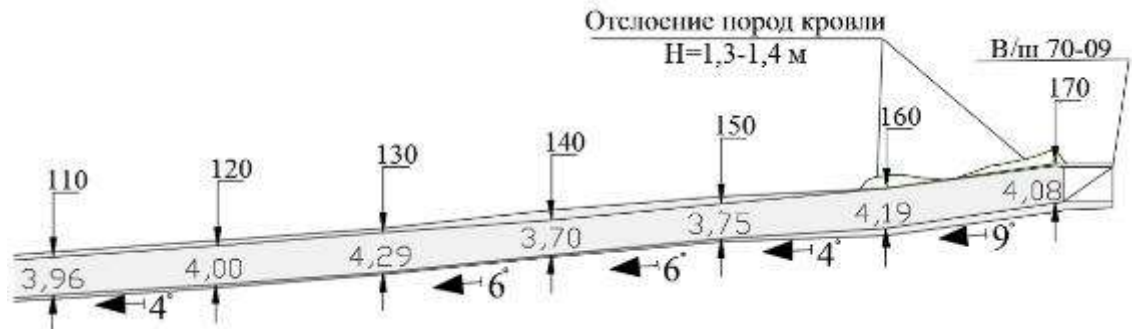
В период шахтных наблюдений в течении времени отработки выемочного участка 70-09 наблюдались вывалы кровли на концевых участках лавы у вентиляционного штрека 70-09 (Рисунок 2.15).



05.07.2016 г.



26.07.2016 г.



03.08.2016 г.



26.08.2016 г.



Рисунок 2.15 – Результаты наблюдений за состоянием кровли на участке лавы у вентиляционного штрека 70-09

На 02.09.2014 года при ведении очистных работ наблюдалось отслоение пород кровли на высоту до 3,5 м в интервале секций 45-169, при этом секции с 97 по 157 задавлены блоками пород непосредственной кровли размером с 2,5х3,0х0,6 м. В лаве в задавленном состоянии секции крепи с 128 по 157 секции стоят под углом 80-85° от нормали. На секциях крепи с 128 по

157 отжим угля на полную мощность пласта на глубину до 4,2 м с полным заполнением пространства вывалившейся кровлей. В вентиляционном штреке в начальный период отработки запасов выемочного столба 70-09 наблюдалось ПГД. Наблюдалось интенсивное пучение почвы выработки до 1,9 м на участке штрека, имеющем протяженность порядка 550 м с выраженным максимумом на сопряжении с лавой на высоту до 3,5 м (рисунки 2.15 и 2.16).

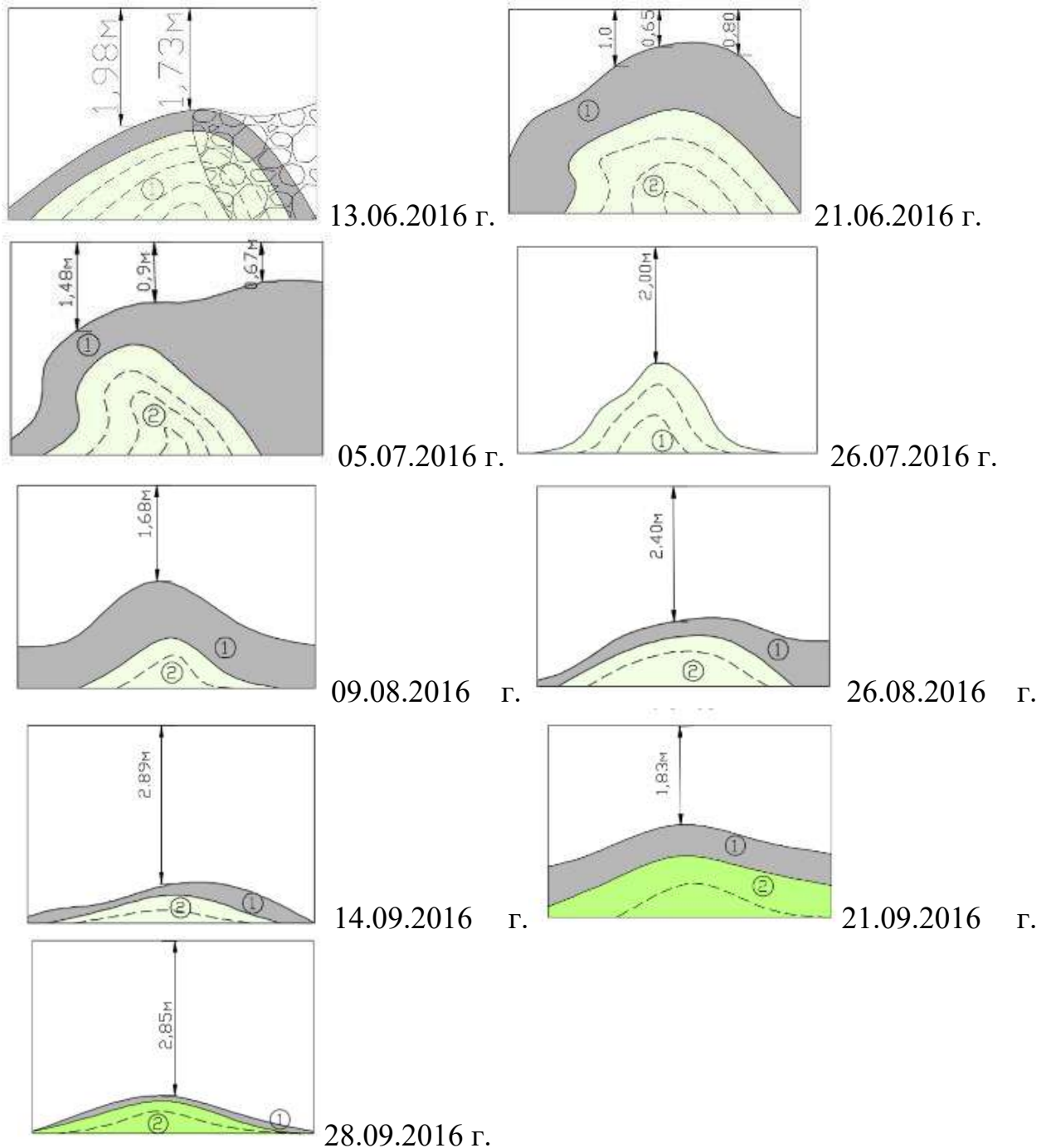
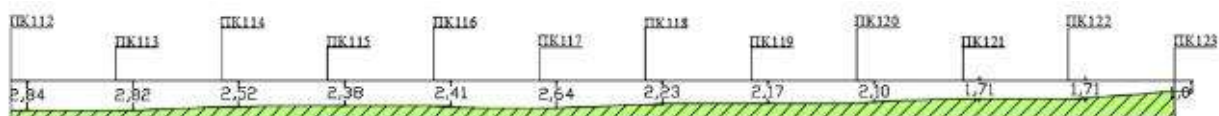
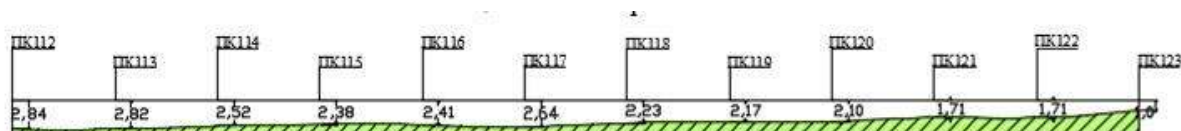


Рисунок 2.16 - Характерные формы пучения почвы в вентиляционном штреке 70-09 (1 – уголь; 2 – непосредственная почва)

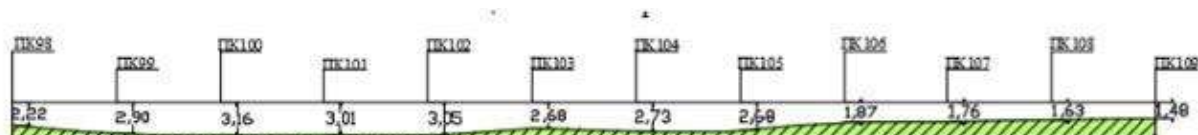
21.06.2016 г.



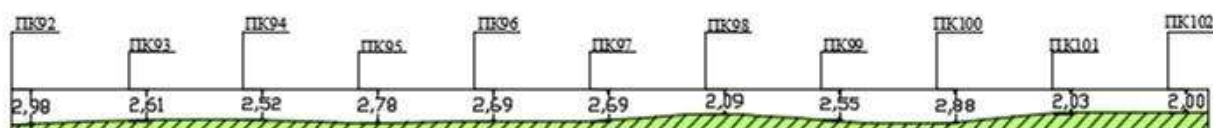
28.06.2016 г.



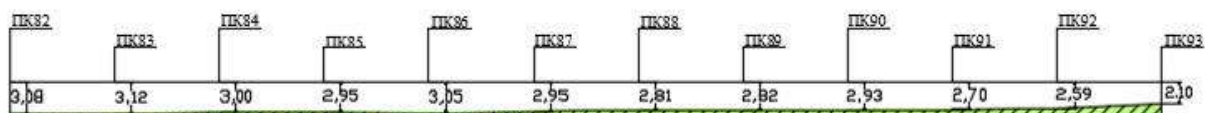
13.07.2016 г.



26.07.2016 г.



09.08.2016 г.



16.08.2016 г.

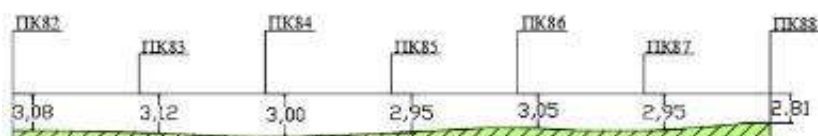


Рисунок 2.17 – Изменение пучения по трассе вентиляционного штрэка 70-09

При паспортной высоте выработки 4,2 м фактическая высота составляла 1,8-2,5 м, в отдельных случаях при подходе лавы уменьшаясь до 0,65 м. Поступление воды в вентиляционный штрек 70-09 происходит из угольного пласта и пород почвы, водоприток в выработку составляет порядка 5-8 м<sup>3</sup>/час.

При визуальном осмотре вентиляционного штока 70-09 практически по всей длине выработки наблюдаются отслоения угля от бортов штока до 0,3-2,3 м. Состояние конвейерного штока, удовлетворительное, проявлений повышенного горного давления в нем не наблюдалось.

## **2.5 Исследование параметров исходного поля напряжений пород массива**

Натурные измерения значений напряжений, действующих в углепородном массиве, проводятся методом частичной щелевой или скважинной разгрузки угольного массива в боках выработки.

Каждый опыт частичной скважинной разгрузки включает в себя два этапа. Первый этап осуществляется с целью определения деформаций угля при разгрузке. Для этого на контуре выработки в специально пробуренных отверстиях устанавливаются репера (1–6), на которых закрепляются индикаторы часового типа I, II, III с точностью отсчёта 0,01 мм (Рисунок 2.17). При измерении напряжений в прочных породах (коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjаконова  $f > 2$ ) или диаметре разгрузочной скважины меньше 100 мм индикатор часового типа должен быть с точностью отсчёта 0,001 мм. Расстояния  $B_1 \approx B_3 \approx B_5 \approx 160$  мм,  $B_2 \approx B_4 \approx B_6 \approx 420$  мм для разгрузочной скважины диаметром 150 мм, для других диаметров разгрузочной скважины указанные расстояния изменяются пропорционально отношению диаметров.

После фиксации и записи в полевой книжке начальных отсчётов осуществляется выбуривание осевой скважины и повторное снятие отсчётов по индикаторам часового типа. Величина частичной разгрузки равна разности отсчётов по соответствующим индикаторам.

Второй этап опыта проводится с целью искусственного восстановления напряжений на изучаемом участке путем нагружения образованных полостей с помощью гидродомкрата.

Обработка результатов эксперимента заключается в расчете воссоздаваемых гидродомкратом напряжений, вычислении главных напряжений  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  и угла  $\varphi$  между вертикальной осью и вектором главного максимального напряжения (Рисунок 2.18).

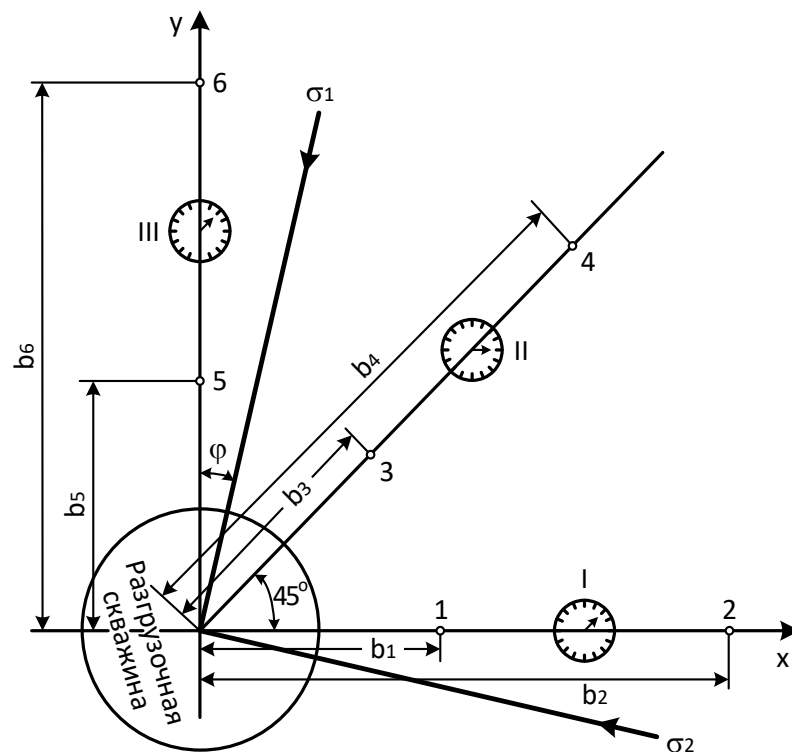


Рисунок 2.18 – Схема установки приборов и частичной разгрузки массива горных пород: 1-6 – реперы; I-III – индикаторы часового типа;  $b_1$ - $b_6$  – расстояния от оси скважины до репера;  $\varphi$  – угол между вертикальной осью координат и направлением вектора максимального напряжения

Для повышения точности прогноза исходного напряжённого состояния углепородного массива на каждом участке, ориентированным под одним азимутом, необходимо провести не менее трёх опытов при расстоянии между опытами 1,0–1,5 м. Таких серий опытов следует провести не менее трёх с изменением азимута обнажения бока выработки в пределах  $\pm 90^\circ$ . Например, три опыта в забое, три на правом боку, три на левом боку подготовительной

выработки. Если имеется диагональная или пересекающая выработка, то следует провести опыты в этой выработке, но на расстоянии более 10 м от сопряжения с другими выработками.

На шахте «им А.Д. Рубана», пласт «Полысаевский 2» было проведено 3 опыта, результаты которых представлены в таблицах 2.4–2.6 и на рисунках 2.19–2.21.

Опыт №1.

Дата проведения опыта: 19.06.2018 г.

Место проведения: Промежуточный штрек №2

Примечание: направление бурения навстречу очистному забою 812

Таблица 2.4 – Исходные данные и результаты расчёта напряжений методом частичной разгрузки (опыт №1)

Наименование параметра	Символьное обозначение	Величина или характеристика параметра	Примечание
Азимут оси разгрузочной скважины от устья к забою, град	$A_{скв}$	300	Магнитный азимут
Диаметр разгрузочной скважины, мм	D	160 – 170	
Расстояние от оси разгрузочной скважины до ближнего репера по горизонтальной, наклонной и вертикальной оси, мм	$b_1 = b_3 = b_5$	170	Рисунок 2.18
Расстояние от оси разгрузочной скважины до дальнего репера по горизонтальной, наклонной и вертикальной оси, мм	$b_2 = b_4 = b_6$	420	Рисунок 2.18
Смещения репера при разгрузке по горизонтальной оси, мм	–	0,05	–
Смещения репера при разгрузке по наклонной оси, мм	–	0,13	–
Смещения репера при разгрузке по вертикальной оси, мм	–	0,015	–

## Продолжение таблицы 2.4

Номер рисунка эллипса векторов главных напряжений	–	Рисунок 2.19	Вид на бок выработки, по оси разгрузочной скважины от устья к её забою (дну)
Максимальное вертикальное напряжение, МПа	$\sigma_1$	1,72	Рисунок 2.19
Максимальное горизонтальное напряжение, МПа	$\sigma_2$	0,69	Рисунок 2.19
Угол между вертикальной осью и вектором главного максимального напряжения, град.	$\varphi$	2	Рисунок 2.19
Вертикальное напряжение, МПа	$\sigma_{\text{в}}$	1,71	Рисунок 2.19
Горизонтальное напряжение, МПа	$\sigma_{\text{г}}$	0,69	Рисунок 2.19

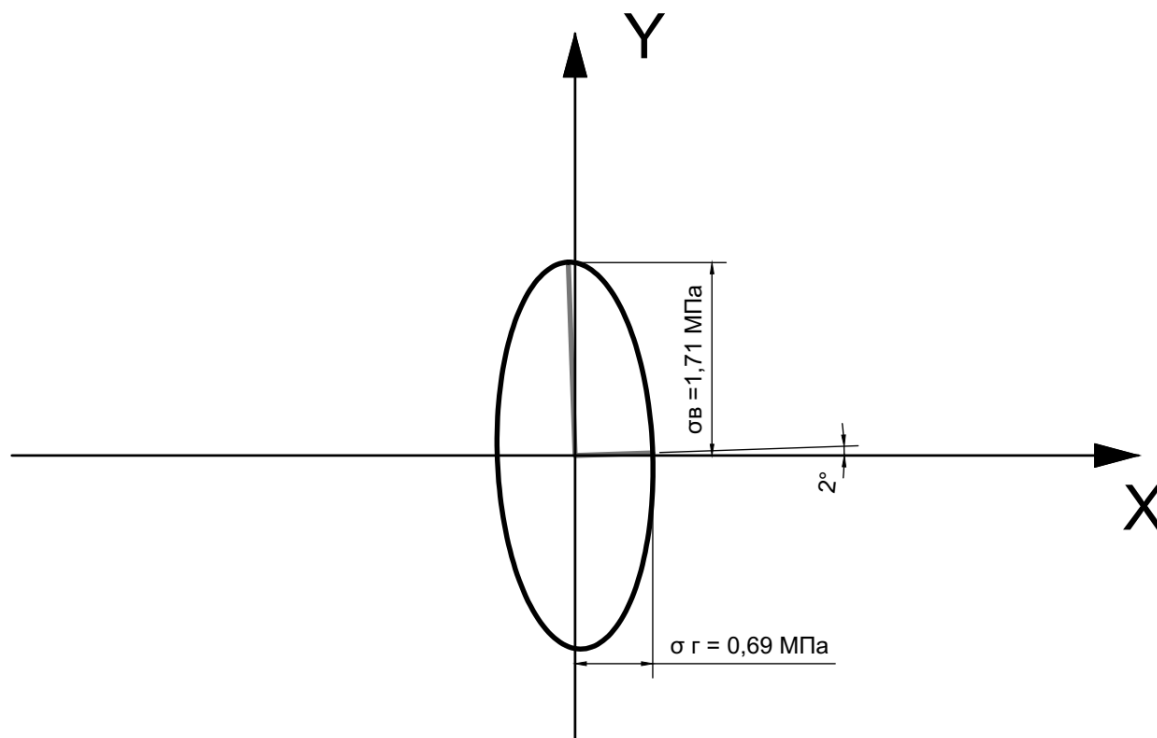


Рисунок 2.19 – Схема распределения величин и направлений вектора главных напряжений по результатам опыта 1 по частичной разгрузке

Опыт №2.

Дата проведения опыта: 27.06.2018

Место проведения: Промежуточный штрек №2

Примечание: направление бурения в сторону очистного забоя 812

Таблица 2.5 – Исходные данные и результаты расчёта напряжений методом частичной разгрузки (опыт №2)

Наименование параметра	Символьное обозначение	Величина или характеристика параметра	Примечание
Азимут оси разгрузочной скважины от устья к забою, град	$A_{скв}$	145	Магнитный азимут
Диаметр разгрузочной скважины, мм	D	160 – 170	
Расстояние от оси разгрузочной скважины до ближнего репера по горизонтальной, наклонной и вертикальной оси, мм	$b_1 = b_3 = b_5$	170	Рисунок 2.18
Расстояние от оси разгрузочной скважины до дальнего репера по горизонтальной, наклонной и вертикальной оси, мм	$b_2 = b_4 = b_6$	420	Рисунок 2.18
Смещения репера при разгрузке по горизонтальной оси, мм	–	0,22	–
Смещения репера при разгрузке по наклонной оси, мм	–	0,16	–
Смещения репера при разгрузке по вертикальной оси, мм	–	0,03	–
Номер рисунка эллипса векторов главных напряжений	–	Рисунок 2.20	Вид на бок выработки, по оси разгрузочной скважины от устья к её забою (дну)



## Продолжение таблицы 2.5

Максимальное вертикальное напряжение, МПа	$\sigma_1$	6,89	Рисунок 2.20
Максимальное горизонтальное напряжение, МПа	$\sigma_2$	2,76	Рисунок 2.20
Угол между вертикальной осью и вектором главного максимального напряжения, град.	$\Phi$	2	Рисунок 2.20
Вертикальное напряжение, МПа	$\sigma_{\text{в}}$	1,71	Рисунок 2.20
Горизонтальное напряжение, МПа	$\sigma_{\text{г}}$	0,69	Рисунок 2.20

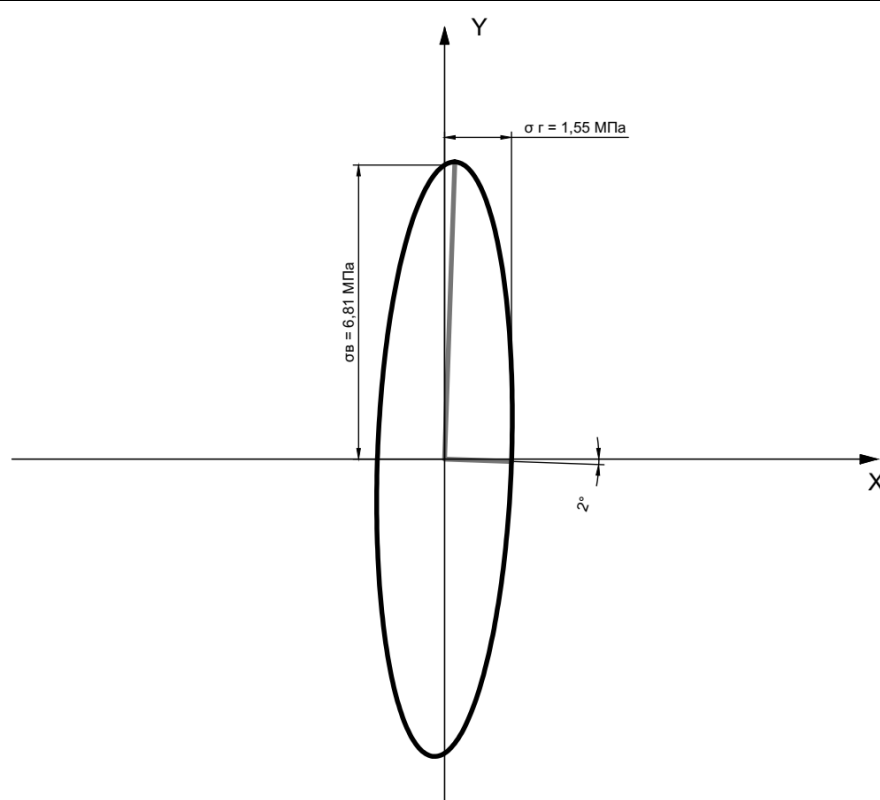


Рисунок 2.20 – Схема распределения величин и направлений вектора главных напряжений по результатам опыта 2 по частичной разгрузке

Опыт №3.

Дата проведения опыта: 27.07.2018 г.

Место проведения: Путь штрек 812

Примечание: бурение производилось в рабочий бок Путь штрек 812, в зоне влияния опорного давления очистного забоя

Таблица 2.6 – Исходные данные и результаты расчёта напряжений методом частичной разгрузки (опыт №3)

Наименование параметра	Символьное обозначение	Величина или характеристика параметра	Примечание
Азимут оси разгрузочной скважины от устья к забою, град	$A_{\text{скв}}$	180	Магнитный азимут
Диаметр разгрузочной скважины, мм	$D$	160 – 170	
Расстояние от оси разгрузочной скважины до ближнего репера по горизонтальной, наклонной и вертикальной оси, мм	$b_1 = b_3 = b_5$	170	Рисунок 2.18
Расстояние от оси разгрузочной скважины до дальнего репера по горизонтальной, наклонной и вертикальной оси, мм	$b_2 = b_4 = b_6$	420	Рисунок 2.18
Смещения репера при разгрузке по горизонтальной оси, мм	–	0,30	–
Смещения репера при разгрузке по наклонной оси, мм	–	0,18	–
Смещения репера при разгрузке по вертикальной оси, мм	–	0,02	–
Номер рисунка эллипса векторов главных напряжений	–	Рисунок 2.20	Вид на бок выработки, по оси разгрузочной скважины от устья к её забою (дну)
Максимальное вертикальное напряжение, МПа	$\sigma_1$	9,65	Рисунок 2.21
Максимальное горизонтальное напряжение, МПа	$\sigma_2$	2,41	Рисунок 2.21

## Продолжение таблицы 2.6

Угол между вертикальной осью и вектором главного максимального напряжения, град.	$\varphi$	4	Рисунок 2.21
Вертикальное напряжение, МПа	$\sigma_v$	9,33	Рисунок 2.21
Горизонтальное напряжение, МПа	$\sigma_{\Gamma}$	2,41	Рисунок 2.21

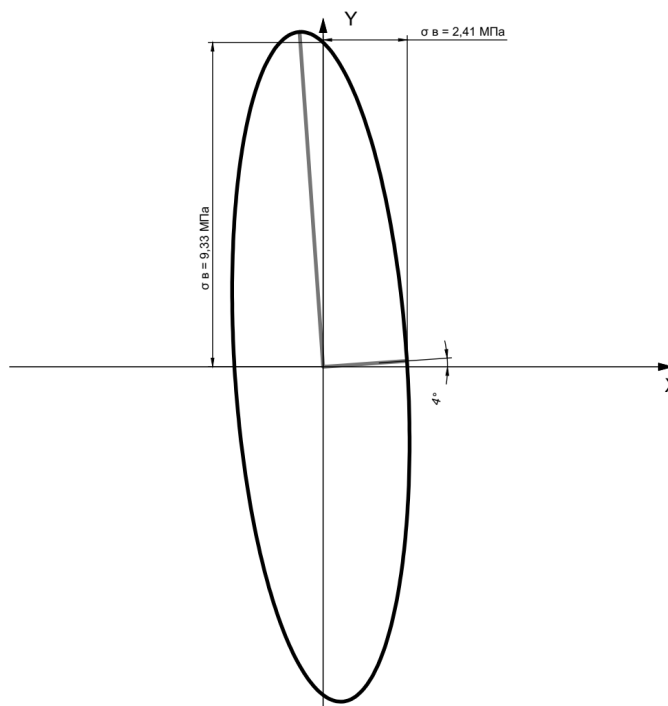


Рисунок 2.21 – Схема распределения величин и направлений вектора главных напряжений по результатам опыта 3 по частичной разгрузке

Таблица 2.7 – Результаты измерения напряжений в угольном пласте «Полысаевский-2» шахтоуправления «Им. А.Д. Рубана»

Опыт	$\sigma_1$ , МПа	$\sigma_2$ , МПа	Угол $\varphi$ , градус
1	1,72	0,69	2
2	6,89	2,76	2
3	9,65	2,41	4

Как следует из таблиц 2.4 – 2.6, в местах проведения опытов в районе выемочного участка лавы 812 прослеживается преобладание (в 2,5–4,0 раза) гравитационной составляющей в поле напряжений действующих в массиве.

Для оценки соответствия выявленных параметров напряжений был проведён анализ геодинамического районирования Кузнецкого угольного бассейна, а так же геологического строения массива.

В соответствии с геологическим строением массива пород, рассматриваемого месторождения, имеющего осадочное происхождение и высокую мощность четвертичных отложения (мощностью до 70–80 м), а также по данным геодинамического районирования Кузнецкого угольного бассейна, мы можем отнести массива пород в районе выемочного столба лавы 812, с точки зрения закономерностей распределения параметров природного поля напряжений к разряду гравитационных моделей геосреды, для которой свойственно значительное преобладание вертикальной составляющей поля напряжений (формируемой объемным весом вышележащей толщи пород) над горизонтальной составляющей (формируемой за счет бокового распора упругих горных пород).

## **2.6 Выводы по главе 2**

Анализ существующих методов натуральных исследований, а также выполненные исследования состояния массива вокруг выемочных выработок позволили сделать следующие выводы:

1. Наиболее эффективно оценка устойчивости выработок при помощи видеоэндоскопа достигается при периодическом сборе данных с повторным использованием диагностических шпуров по мере продвижения очистного забоя в зависимости от положения шпура относительно зоны опорного давления, до, после и во время проведения работ.
2. На основе существующих методов определения трещиноватости и экспериментальных данных, собранных в процессе видеоэндоскопических исследований предлагается классификация трещиноватого массива, предполагающая различные категории трещиноватости и соответствующие им значения поправочного коэффициента для оценки прочности массива в зависимости от расстояния между трещинами.

3. Метод георадиолокации в массиве угля позволяет отчетливо локализовать пространственное положение отдельных трещин, на глубины до 10 и более метров, при разработке определенного методического подхода возможно определение степени трещиноватости. Однако, для широкого внедрение данного метода в шахтных условиях ввиду особенностей рельефа стенок выработок (шероховатости) необходимо использовать бесконтактные (рупорные) антенные блоки (данные блоки успешно реализованы различными производителями георадаров и прекрасно себя зарекомендовали), а также при массовом использовании метода георадиолокации необходимо использовать оборудование, соответствующее всем требованиям по искробезопасности при работе в угольных шахтах.

4. Влияние опорного давления на выемочные выработки является одной из основных причин нарушения их устойчивости. Нарушения устойчивости выработок чаще всего проявляются в виде обрушений кровли и (или) бортов выработок, а также пучения почвы.

5. Обобщение результатов натуральных исследований, выполненные измерения параметров напряжений, а также результаты исследований состояния массива с помощью видеоэндоскопов, предложенная классификация и значения поправочных коэффициентов, могут быть использованы при численных исследованиях НДС массива и его изменений при ведении горных работ при подготовке выемочных участков тремья выработками.

## **ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ВОКРУГ ВЫРАБОТОК И ЦЕЛИКОВ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ ТРЕМЯ ШТРЕКАМИ**

### **3.1 Выбор методики проведения исследований**

Отсутствие пространственно-временного доступа к породному массиву приводит к тому, что исходные данные для проведения исследований являются довольно ограниченными: исходное природное поле напряжений и физико-механические свойства горных пород определяются, как правило, единично на локальных участках и к тому же уже в нарушенном, горными работами массиве; информация о наличии неоднородностей и нарушенности в массиве является сугубо прогнозной и не в полной мере отражает действительную реальность. Поэтому, в практике геомеханических расчетов, обычно, прибегают к некоторой идеализации исходных данных, что предопределяет рассмотрение широкого многообразия допущений и ограничений, которые влияют на качество выполненных исследований.

В настоящее время при добыче полезных ископаемых все чаще возникает задача по геомеханической оценке параметров геотехнологий добычи, а также в целом существующих и проектируемых горнотехнических ситуаций на месторождениях при всем многообразии горно-геологических и техногенных факторов. Особенно, актуальна данная задача к обоснованию степени влияния горных разработок и деформационно-прочностных свойств угля и пород на характер изменения НДС [16] и, как следствие, на устойчивость нарушенного массива [32].

Решения практических задач, связанных с оценкой устойчивости горных пород, могут быть получены с использованием двух подходов:

- получение более современной (обновленной, дополненной) исходной информации о физико-механических свойствах нарушенного (трещиноватого) массива пород с характеристиками ее деформирования под нагрузкой (испытания образцов пород в лабораторных и натуральных условиях), а также о

параметрах действующего поля напряжений для конкретных участков месторождения;

- применение аналитических, эмпирических и опытных зависимостей для установления степени влияния природной и техногенной нарушенности на физико-механические свойства горных пород, принимая во внимание при решениях наихудшую (предельную) ситуацию [15].

«В полной мере объективно оценивать механические процессы, учесть различные факторы (физико-механические свойства, реальную геометрию горных разработок [54], геолого-структурные особенности и строение месторождения), позволяют численные расчеты НДС массива пород, основанные на методе конечных элементов (далее – МКЭ).

Отсутствие информации условий механического поведения массива горных пород под нагрузкой обусловило принятия линейно-деформируемой зависимости по закону Гука (т.е. для каждой породы или слоя используется упругая модель квазиизотропной среды), по которой возможно получение наибольших напряжений (рассмотрение предельного случая)» [79].

«Принимая во внимание результаты укрупненного обоснования деформационных свойств трещиноватого (нарушенного) массива, а также широкие возможности и эффективность в выполнении сложных решений горного давления для проведения геомеханических расчетов был выбран метод конечных элементов (МКЭ) в упруго-пластичной постановке задачи, что позволяет:

1. Задать адекватные исследуемому объекту граничные условия по напряженному состоянию;
2. Учесть геологическое строение, литологию и физико-механические свойства пород,
3. С достаточной детальностью учесть конструктивную (геометрическую) сложность горнотехнической ситуации.»

Вследствие неопределенности абсолютных (реальных) значений деформационных и прочностных свойств нарушенного массива «для

повышения достоверности результатов расчетов оценка устойчивости пород осуществлялась с использованием нескольких критериев прочности. При этом для установления зон возможных разрушений массива пород в выделенных литологических слоях, использовались значения сцепления ( $C$ ) и угла внутреннего трения пород ( $\varphi$ ) с учетом их структурного ослабления ( $K_c$ ).»

В связи с тем, что реальный трещиноватый массив не может быть рассмотрен как сплошная среда, применяется эквивалентный по деформируемости сплошной массив. Эквивалентный сплошной массив существенно анизотропен и характеризующие его значения модулей упругости находятся в определенной однозначной зависимости от модулей упругости ненарушенной горной породы (т.е. породы-образца без трещин).

Принимая во внимание параметры природного поля напряжений, действующего на месторождении в качестве краевых (граничных) условий задачи, необходимых для проведения численного моделирования НДС массива пород была принята гравитационная модель геосреды, в которой горизонтальные составляющие напряжений определяется через коэффициент бокового распора.

В численных решениях угольные пласты и слагающие месторождение вмещающие породы, моделируются как сплошные, упруго-пластичные, изотропные, линейно-деформируемые, однородные материалы с физико-механическими свойствами трещиноватого массива.

Граничные условия задачи приняты в соответствии с гравитационным типом геомеханических условий разработки и представляются как ограничения нормальных перемещений на границах расчетной области: верхняя граница модели соответствует дневной поверхности, свободна от внешних нагрузок и удовлетворяет условию  $\sigma_y(0, x, z) = \gamma g H = 0$ ; на нижней и боковых границах соответственно вертикальная и горизонтальные компоненты вектора перемещений и касательные компоненты тензора напряжений принимались нулевыми. Объемная сила  $\gamma g$  отражает параметр веса, с которым массив действует на горизонтальную нижнюю границу модели. Контакты



пород с различными характеристиками находятся в жестком сцеплении относительно друг друга, а контуры открытых обнажений (выработок) свободны от внешних нагрузок ( $\sigma_n = \tau_n = 0$ ).

Границы модели выбираются согласно принципу Сен-Венана, в соответствии которому зона влияния горных разработок распространяется на расстояние не более трех максимальных размеров объекта исследования (отсутствует вероятность влияния области отработки на внешние границы модели) [107]

Для оценки устойчивости конструктивных элементов горнотехнической ситуации (выработок, в том числе прилегающие к очистному пространству) используется НДС массива пород, полученное при трехмерном численном моделировании.

Учитывая характеристики физико-механических свойств горных пород месторождения для прогнозных исследований их устойчивости во внимание принимаются критерии хрупкого и сдвигового (вязкого) разрушения.

В качестве оценочных критериев прочности пород принимаются теории Кулона-Мора и Друкера-Прагера.

«Критерий Кулона-Мора (1) состоит в предположении, что разрушение происходит тогда, когда действующее касательное напряжение становится равным пределу прочности породы на срез:

$$\tau = C + \sigma \times \operatorname{tg} \phi, \quad (1)$$

где  $\tau$  – предел прочности породы по касательным напряжениям, МПа;

$C$  – сцепление, МПа;

$\sigma$  – нормальное напряжение, действующее на площадке разрушения, МПа;

$\phi$  – угол внутреннего трения, град.

В горной геомеханике критерий Кулона-Мора широко применим при оценке устойчивости скальных и полускальных геологических сред, так как дает достаточно высокую (приемлемую) сходимость, как в пластичных, так и в упругих высокомодульных хрупких породах.»

Выражение (1) в таком виде практически не используется для нахождения коэффициента запаса устойчивости. В этом случае, для расчетов применяют функцию прочности, выраженную из этого уравнения (то есть уравнения прямой огибающей предельные круги напряжений Мора) (2):

$$2C \cos \phi + (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \phi \geq (\sigma_1 - \sigma_3), \quad (2)$$

Отсюда, коэффициент запаса устойчивости массива пород по критерию Кулона-Мора (в зависимости от  $K_c = 0,25 \div 0,30$ ;  $0,15 \div 0,25$  и  $0,08 \div 0,13$ ) будет равен (3):

$$K_{km1-3} = \frac{2C \cos \phi + (\sigma_1 + \sigma_3) \sin \phi}{(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad (3)$$

Значения  $K_y < 1$  характеризуют области возможных разрушений пород.

Величины механических характеристик горных пород (сцепление, угол внутреннего трения), входящих в соотношение (3), в расчетах приняты с учетом структурного ослабления массива.

Критерий Друкера-Прагера – предполагает возможную потерю устойчивости пород за счет возникновения пластических деформаций, которые по существу являются разрушающими.

Коэффициент запаса устойчивости массива пород по критерию Друкера-Прагера (4) (в зависимости от  $K_c = 0,25 \div 0,30$ ;  $0,15 \div 0,25$  и  $0,08 \div 0,13$ ) равен:

$$K_{d1-3} = \frac{6C \cos \phi - 2 \sin \phi (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)}{(3 - \sin \phi) \times \sqrt{\frac{1}{2} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]}} \quad (4)$$

где  $C$  – сцепление, МПа;  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  и  $\sigma_3$  – максимальные, промежуточные и минимальные главные напряжения, полученные из упругого решения, МПа;  $\phi$  – угол внутреннего трения, град. Значения  $K_d$  менее единицы характеризуют области вероятных разрушений пород.

Результаты расчетов коэффициентов запаса устойчивости пород в конструктивных элементах горнотехнической конструкции по критериям Кулона-Мора ( $K_{km1-3}$ ) и Друкера-Прагера ( $K_{d1-3}$ ) приводятся в виде

отрисованных зон возможных разрушений пород (участков потерь устойчивости).

В качестве основного инструмента исследования принято численное моделирование МКЭ в объемной постановке задачи. Данный подход обеспечил возможность максимального учета горно-геологических условий, литологии массива и конструктивной сложности горнотехнического объекта, что позволило получить наиболее приближенные к реальной обстановке результаты геомеханических процессов, протекающих горном массиве.

### **3.2 Исследования влияния ширины целиков и местоположения среднего штрека на устойчивость выработок**

Для оценки устойчивости выработок при трехштрековой подготовке выемочных участков были проведены экспериментально-аналитические исследования НДС массива и его изменений по мере развития горных работ МКЭ на базе программного комплекса Ansys. Исследования проводились для объемной задачи с применением упруго-пластичной модели. Воздействие и влияние нагрузок на горный массив распределяется согласно модели Кулона-Мора. Условия задачи, поставленные таким образом, позволяют получить максимально близкие к натурным результатам исследований геомеханических процессов с учетом горно-геологических условий массива, литологии и конструктивных особенности исследуемого участка.

При подготовке выемочных участков тремя штреками (Рисунок 3.14) в рассматриваемых горно-геологических условиях (шахта «Талдинская-Западная 2») возможны различные вариации ширины целиков системы «выемочный участок 1 (ВУ1) - штрек 1 (Ш1) - целик 1 (Ц1) - штрек 2 (Ш2) - целик 2 (Ц2) - штрек 3 (Ш3) - выемочный участок 2 (ВУ2)», качественное описание которых представлено в таблице 3.1 [111].

Модель включает в себя массив горных пород с характеристиками эквивалентными участку шахты АО СУЭК-Кузбасс», «Талдинская-Западная 2».

Таблица 3.1 – Варианты расположения выработок в системе ВУ-ШЗ

Соотношение размеров целиков	Целик 1<Целик 2	Целик 1=Целик 2	Целик 1>Целик 2
Ширина целика, м	8, 28 и 16,52	12,4	16,52 и 8, 28
Общая ширина целиков, м	30	30	30
Ширина выработки, м	5,2	5,2	5,2

Структура массива включает в себя угольный пласт 69, вмещающие породы, отработанное пространство и выработки, оконтуривающие выемочный участок (Рисунок 3.1).

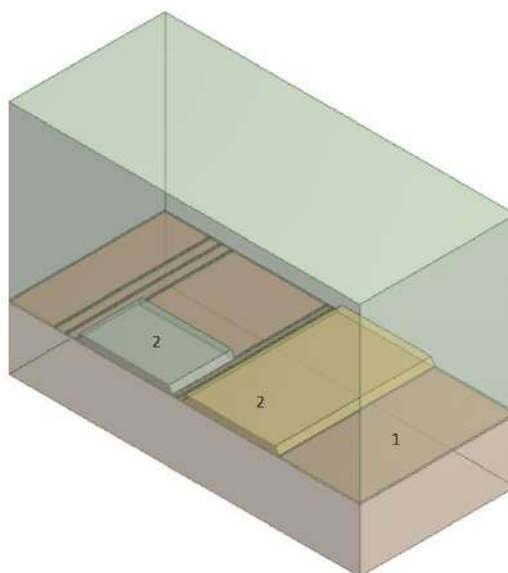


Рис. 3.1 – Модель массива горных пород.

1 – угольный пласт 69, 2 - выработанное пространство

Для проведения численных исследований было построено три варианта модели с различным количеством выемочных выработок и их расположением в массиве. Модель с двумя выемочными штреками отражает НДС массива при отработке пологих угольных пластов с применением наиболее распространенной на шахтах России схемой подготовки выемочных участков. Вариант подготовки тремя штреками (Рисунок 3.2) реализован путем внедрения дополнительной выработки с сохранением размеров целика, используемого при подготовке спаренными штреками.

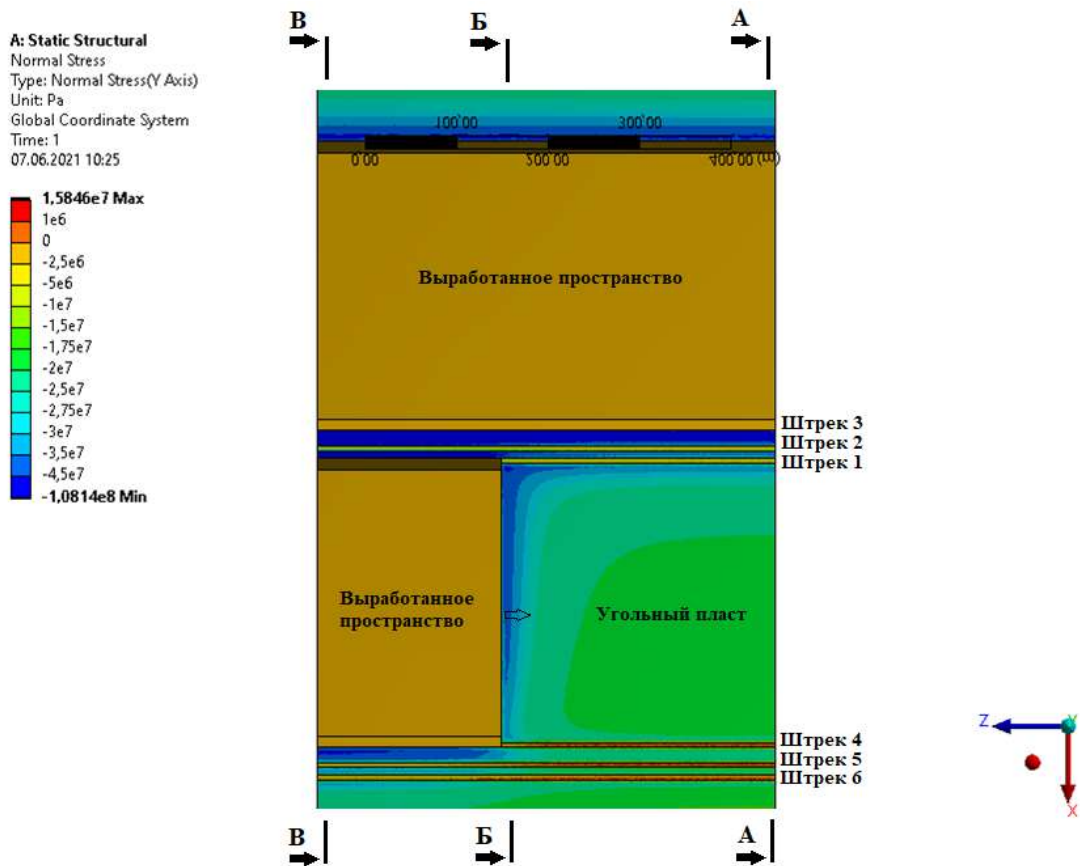


Рисунок 3.2 – Рассматриваемые сечения по пласту 69 при подготовке выемочных участков тремя выработками

Рассмотрено три случая размещения штрека в 30 м целике (Рисунок 3.3), первый – в соотношении 8,28 м и 16,52 м, второй – 12,4 м и 12,4 м, третий – 16,52 м и 8,28 м. Каждая модель позволяет рассмотреть три этапа расположения штреков в массиве во времени и провести оценку НДС вокруг выемочных выработок.

На рисунке 3.3 рассмотрены эпюры напряжений, полученные в трех основных сечениях: вне зоны влияния опорного давления лавы (А-А), в зоне опорного давления лавы (Б-Б), в зоне остаточного опорного давления за лавой (В-В).

Согласно представленным моделям оценивалось состояние пород в кровле и почве на расстоянии 2,5 метра от контура выработок. При подготовке тремя штреками исследовались напряжения, сформированные вокруг дополнительной выработки.

Таблица 3.2 – Эпюры напряжений трех основных сечений вокруг дополнительной выработки

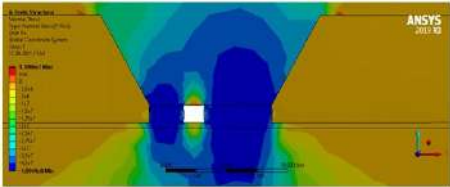
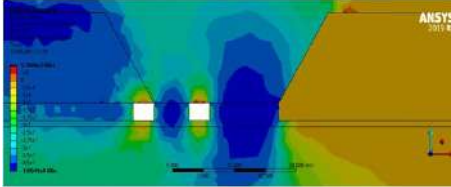
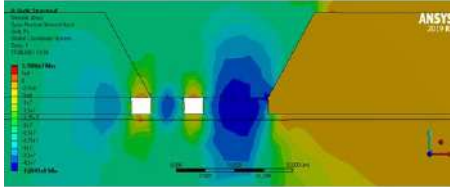
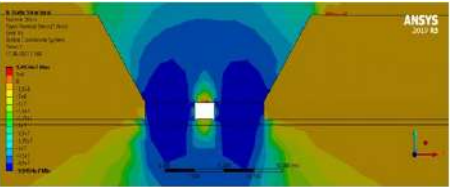
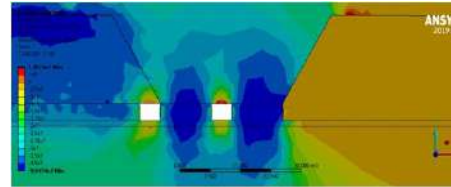
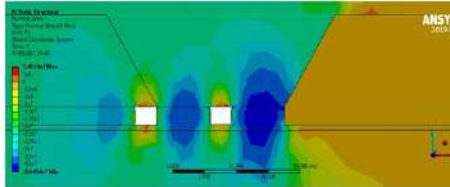
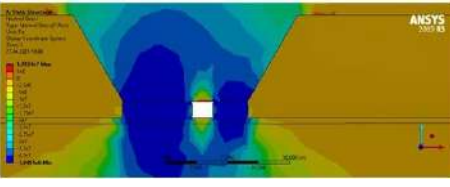
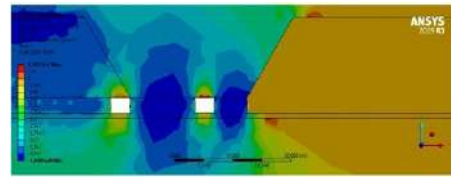
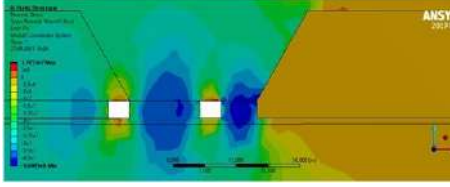
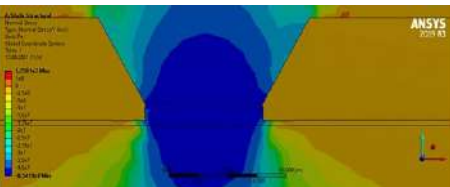
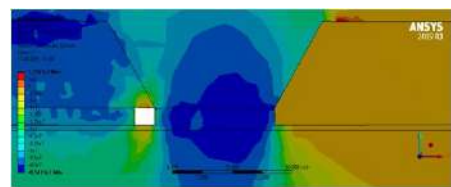
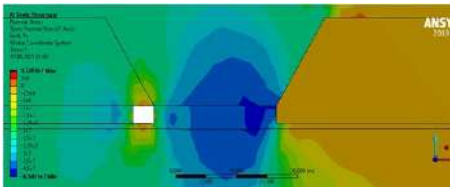
Схема подготовки	Сечения		
	В-В	Б-Б	А-А
Трехштрековая, Ширина целиков 8, 28 и 16,52 м			
Трехштрековая, Ширина целиков 12,4 м			
Трехштрековая, Ширина целиков 16,52 и 8, 28			
Двухштрековая, Ширина целика 30 м			

Таблица 3.3 – Напряжения по пласту 69 вокруг дополнительной выработки при подготовке тремя штреками

Расстояние между целиками	Три штрека			Три штрека			Три штрека		
	8, 28 и 16,52 м			12,4 м			16,52 и 8, 28 м		
Сечение	В-В	Б-Б	А-А	В-В	Б-Б	А-А	В-В	Б-Б	А-А
Напряжения в кровле, МПа	11,54	8,66	7,012	10,43	10,73	7,05	11,29	9,22	8,10
Напряжения в почве, МПа	10, 76	8,77	5,91	7,23	7,65	5,14	8,84	8,9	5,42
Относительные продольные деформации $\epsilon_x$	0,0018322	0,0011701	0,00093092	0,0011994	0,0010132	0,00067052	0,001799	0,00097185	0,00089141
Относительные продольные деформации $\epsilon_y$	0,017998	0,01282	0,0093797	0,0091874	0,0070175	0,0059521	0,019759	0,014908	0,01258
Относительные продольные деформации $\epsilon_z$	0,0012447	0,00078537	0,0005608	0,00086839	0,00060355	0,00030727	0,0011126	0,00070483	0,00049394
Общее перемещения, м	0,16263	0,16188	0,15484	0,17797	0,17445	0,16731	0,16801	0,16349	0,15613

87

Таблица 3.4 – Напряжения по пласту 69 при подготовке двумя штреками

Расстояние между целиками	Два штрека	
	30 м	
Сечение	Б-Б	А-А
Максимальные напряжения в кровле, МПа	8,63	5,36
Относительные продольные деформации $\epsilon_x$	0,00069857	0,00048951
Относительные продольные деформации $\epsilon_y$	0,012199	0,009821
Относительные продольные деформации $\epsilon_z$	0,000042747	0,000018733
Перемещения, м	0,16156	0,15408

Как видно из таблицы 3.2 напряжения в массиве вокруг выработок по мере отработки выемочного участка возрастают с 3 до 12 МПа. Значения максимальных напряжений, относительных продольных деформаций и перемещений, возникающие вокруг дополнительной выработки представлена в таблице 3.3.

Смещение средней выработки в сторону очистного забоя обеспечивает снижение влияния опорного давления на третью выработку в среднем на 2-3 МПа.

Представленная модель позволяет определить напряжения, формируемые вокруг дополнительной выработки, штрек 2, штрек 5 (Рисунок 3.2) и оценить состояние пород кровли на протяжении всего срока службы выработки (Рисунок 3.3)



Рисунок 3.3 – Напряжения в кровле и почве дополнительной выработки  
 1 - до начала влияния опорного давления лавы; 2 - в зоне влияния опорного давления первой лавы; 3 - в зоне остаточного опорного давления первой лавы; 4 - в зоне опорного давления второй лавы; 5 - в зоне остаточного опорного давления второй лавы

При сравнении напряжений в окрестности трех выработок со значениями, полученными при подготовке выемочных участков спаренными выработками (Таблица 3.4), наблюдается увеличение максимального уровня напряжений в представленных сечениях на 10-13%.



### **3.2 Исследование влияния геологических нарушений на изменение НДС массива вокруг выработок**

Разработка полезных ископаемых неразрывно связана с предварительным изучением и выделением возможных опасных зон, оказывающих существенное влияние на ведение горных работ. Опасные зоны, образовавшиеся прежде всего за счет геотектонического развития недр земной коры, проявляются в форме геологических нарушений. Согласно статье [56] геологические нарушения могут быть разделены по характеру воздействия и времени их образования на следующие группы:

1. Дизъюнктивные
2. Пликативные
3. Седиментационные

Их выявление и оценка основывается на методах геодинамического районирования шахтных полей, т. е. выделении и изучении взаимодействия элементов блочной структуры горного массива. Известно, что тектонически разгруженные и тектонически напряженные зоны образуются в результате воздействия дизъюнктивных нарушений и неоднородности строения пород нетронутого массива. Тем не менее, существующие инструкции и методические указания в полной мере не позволяют оценить влияния параметров зоны разрывных нарушений на состояние массива горных пород [14]. Для проведения экспериментально аналитических исследований и определения влияния зон геологических нарушений была построена модель угольного пласта с учетом разрывного образования [46]. Исследования проводились в плоской упругой модели. Зона тектонических нарушений пересекающая угольный пласт и вмещающие породы от нижней до верхней границы модели, задавалась с помощью уменьшения плотности пород [29].

Нижеприведенные исследования устанавливают зависимость проявления зон ТРЗ и ТНЗ в зависимости от угла наклона (Рисунок 3.4) и ширины (Рисунок 3.5) зоны геологических нарушений, а также глубины залегания выработки (Рисунок 3.6).

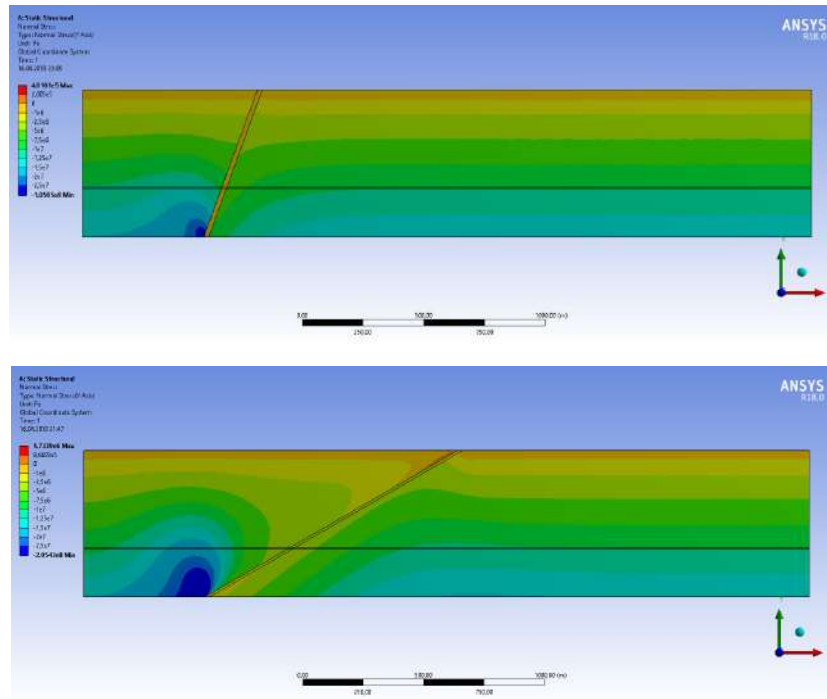


Рисунок 3.4 – Угол наклона зоны геологических нарушений,  $30^\circ$  и  $70^\circ$

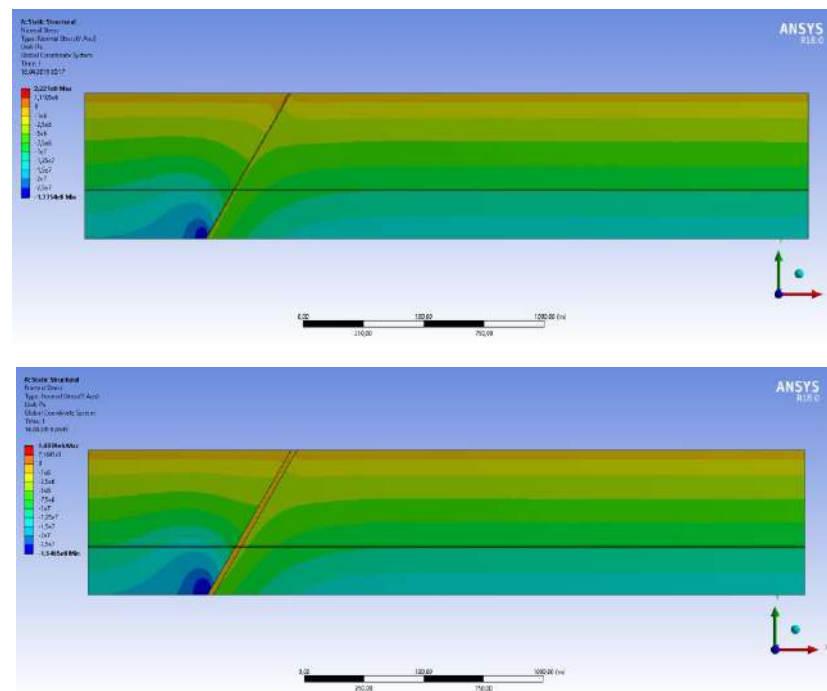


Рисунок 3.5 – Ширина зоны геологических нарушений, 5 м и 25 м

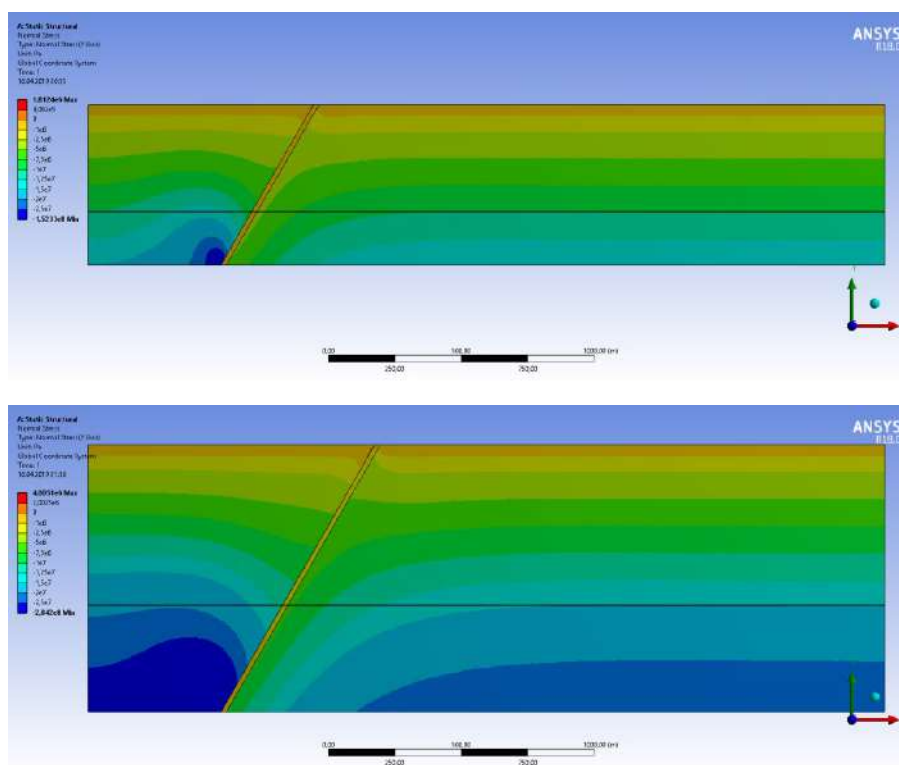


Рисунок 3.6 – Глубина залегания выработки, 400 м и 600 м

Для удобства сравнения и анализа полученных в Ansys результатов уровень напряжений  $\sigma$ , МПа переведен в коэффициент концентрации напряжений  $K\sigma$  и представлен в графическом виде.

При изменении угла наклона зоны геологических нарушений от  $30^\circ$  до  $70^\circ$ , с шагом  $10^\circ$  наблюдается снижение воздействия ТНЗ на 34% и ТРЗ на 70% (Рисунок 3.7).

Увеличение ширины зоны разрывных нарушений приводит к повышению как напряженного (12%), так и разгруженного (19%) состояния породного массива (Рисунок 3.8).

Влияние глубинного фактора состоит в увеличении зон разгрузки и уменьшении влияния напряженных зон на 9% и 23% (Рисунок 3.9).

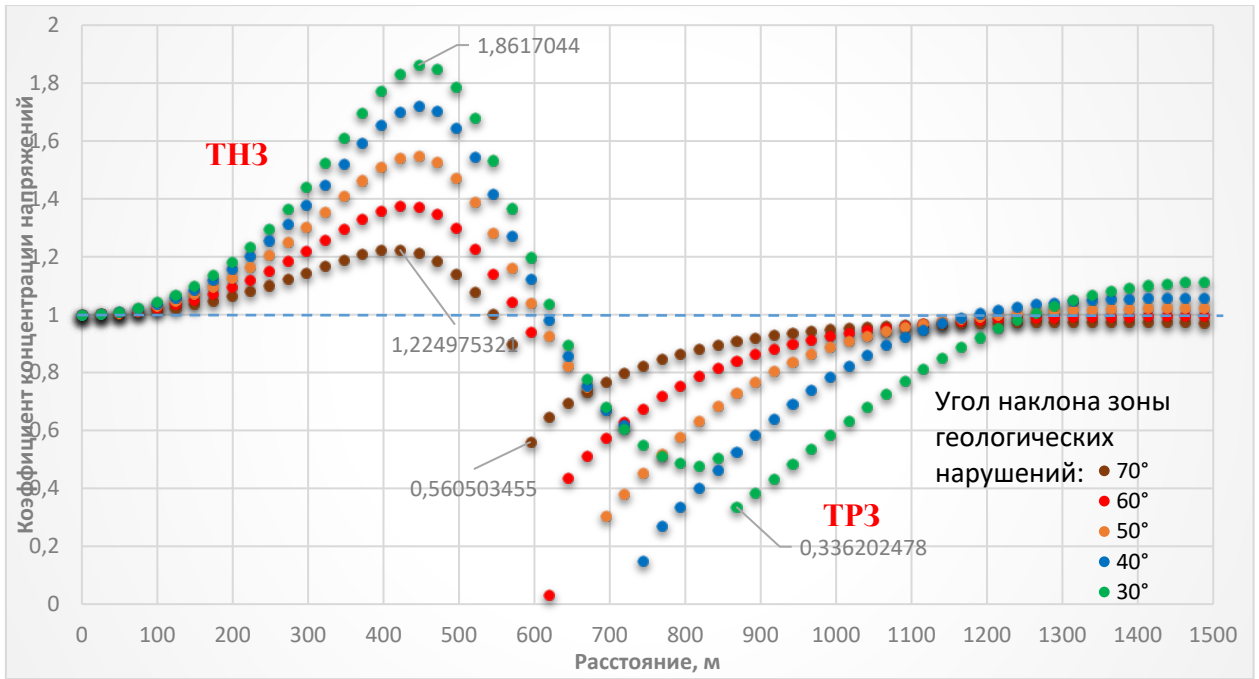


Рисунок 3.7 – Сводный график распределения концентрации напряжений при изменении угла наклона зоны геологических нарушений от 30° до 70°

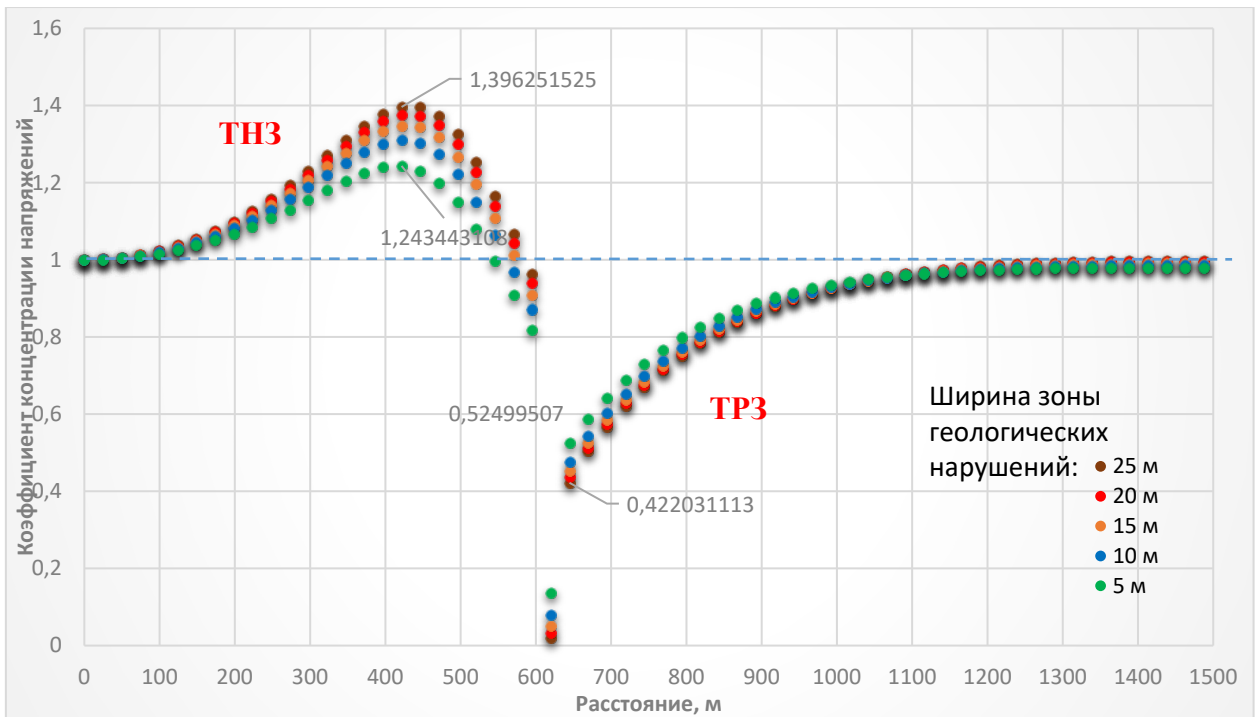


Рисунок 3.8 – Сводный график распределения концентрации напряжений при изменении ширины зоны геологических нарушений от 5 до 25 м

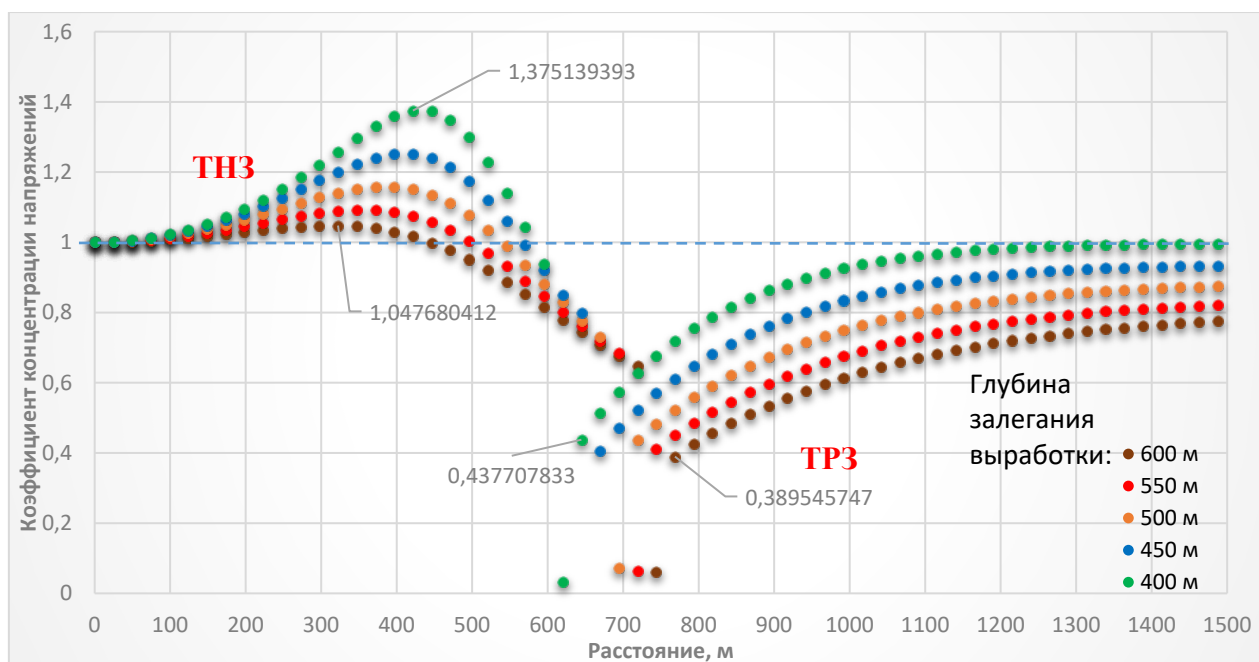


Рисунок 3.9 – Сводный график распределения концентрации напряжений при изменении глубины залегания выработки от 400 до 600 м

В современных реалиях глубина проведения горных работ неуклонно растет. В таких условиях особую опасность представляют широкие дизъюнктивные нарушения с малым углом наклона. Проведенные исследования доказывают, что сформированные возле разрывных нарушений ТРЗ под влиянием очистных работ, проводимых вблизи указанных зон, могут существенно увеличить их размеры за счет воздействия опорного давления, что чревато осложнениями в виде вывалов, пучения почвы и повышенной трещиноватости.

### 3.4 Исследование влияния способов управления состоянием массива на устойчивость выработок

Исследования проведены для условий шахты «Талдинская Западная 2», пласт «70». Непосредственная кровля пласта «70», в основном, представлена мелкими алевролитами, по данным геологического отчета, характеризуется как среднеустойчивая и неустойчивая. У алевролитов, залегающих в кровле и почве пласта «70», физико-механические свойства ухудшены. С учетом наличия в верхнем основании пласта ложной кровли мощностью до 0,5 метра (местами и более), в совокупности с гидрофобными свойствами пород кровли

пласта «70» (мелкозернистые алевролиты склоны к размоканию), нижнее основание непосредственной кровли пласта можно характеризовать как неустойчивую и слабоустойчивую, расслоение и обрушение которой в горные выработки будет происходить, в первую очередь, по контакту между углем, алевролитами или другими породами.

Основными причинами ухудшения горно-геологические условий при ведении очистных работ в выемочном столбе 70-09 явились следующие факторы:

- значительная глубина ведения горных работ до 550 м;
- расположение выемочного столба 70-09 вблизи оси синклинали складки (породы в указанной зоне характеризуются повышенной трещиноватостью);
- влияние открытых горных работ на поверхности над выемочным столбом 70-09;

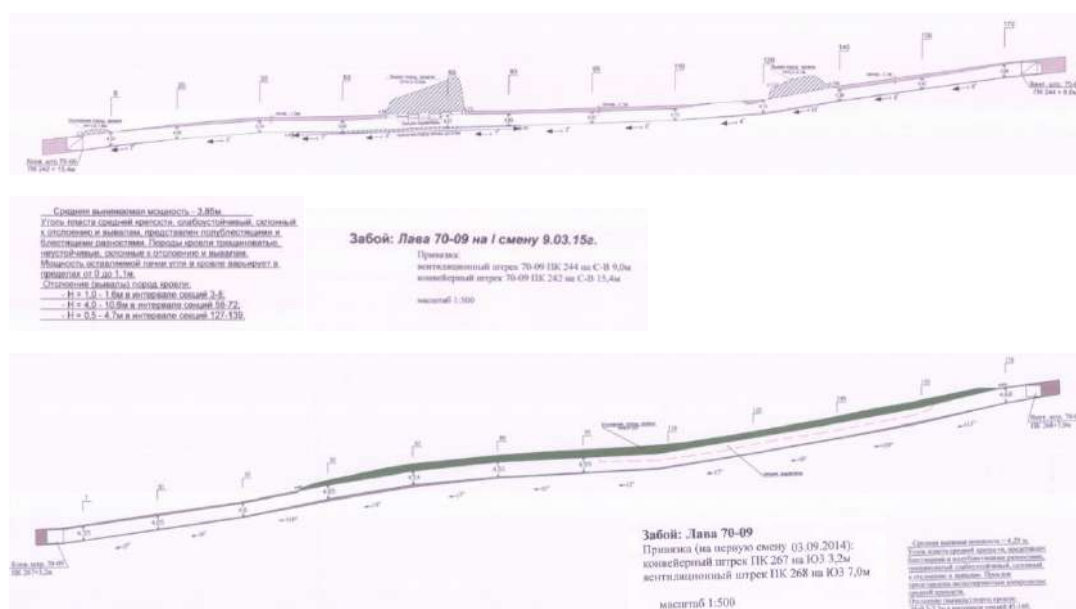


Рисунок 3.10 – Характерные вывалы пород кровли в лаве 7009

- сложное строение пласта, уголь которого средней крепости, слабоустойчивый, склонный к отслоению и вывалам (Рисунок 3.10);

- породы кровли, повышенной трещиноватости, пониженной прочности, находятся в крайне неустойчивом состоянии, весьма склонны к отслоению и вывалам;
- почва пласта склонна к пучению, при увлажнении размокает, имеет низкую несущую способность;
- труднообрушаемые породы основной кровли, склонные к зависанию.

В качестве мероприятий по выводу лавы 7009 на плановую добычу были предусмотрены:

- при появлении отжима угля с опережением подвигания забоя на 0,5-1,5 м выемку угля приостановить, произвести анкеровку груди забоя деревянными анкерами с шагом 0,8-1,2 м с креплением кровли анкерами А20В L=2,75 м для предотвращения дальнейшего обрушения пород;
- при необходимости в месте возможного образования купола произвести химическое упрочнение угля в груди забоя (химическими смолами или их аналогами) через пробуренные шпур  $d=43$  мм L =3,0-4,0 м из расчета 100-120 кг на шпур с шагом через 1,5-2,0 м;
- для повышения эффективности управления кровлей предусматривать условное деление лавы на три участка с разработкой по каждому решений по ведению очистных работ с учетом состояния и положения секций крепи, кровли, груди забоя;
- обеспечение разворота лавы с опережением конвейерного штрека 7009 на 15 м;
- при выемке угля очистным комбайном обеспечить оставление в почве пласта защитной пачки не менее 0,2 м (до 1,2 м), а в кровле не менее 0,2 м (до 0,6 м);
- обеспечить передвижку секций крепи к груди забоя с подпором кровли и отжимом предохранительного козырька;
- передвижку секций крепи производить сразу за очистным комбайном вслед за выемкой угля с отставанием не более 2-х секций с последовательной

поодиночной передвижной секций крепи вслед за шнеком комбайна, распо-  
отжимных козырьков осуществлять вслед после прохода очистного комбайна;

- в местах опережающего обрушения пород кровли до 0,8 м от секции крепи до забоя произвести бурение шпуров в грудь забоя под верхняк секции крепи из-под защитных отжимных козырьков секции для установки проколот из круга  $d=36$  мм  $L=3,0-3,5$  м, при большем отжиме и обрушении пород более 0,8 м вместо проколот устанавливать направляющие из СВП-22 с подачей в грудь забоя с задвижной секции крепи на секции с 120 по 130;
- из-под закрепленного пространства и задвинутой крепи с разжимом козырька произвести бурение шпуров  $d=43$  мм  $L=3,5-4,0$  м в тело лавы 7009 с шагом 1,5–2 м с последующей подачей в шпур полиуретановой смолы «Беведан-Беведол» или ее аналогом из расчета 80 кг на шпур.

В связи с тем, что почва пласта «70» представлена переслаиванием алевролитов, с угольными пропластками (пачками) и углефицированными породами, являющихся ложной почвой пласта «70», данный тип почвы, даже без длительного воздействия горного давления характеризуется, как неустойчивый и склонный к пучению. Характерные признаки проявления пучения: набухание горных пород вследствие увеличения влажности, выдавливание и смятие пород краевой части пласта, в зоне влияния повышенных напряжений.

В качестве одной из основных мер по обеспечению устойчивости непосредственной кровли и снижению пучения пород почвы на шахте применяются защитные пачки угля в кровле и почве. Анализ эффективности применяемого способа управления состоянием массива горных пород оставлением защитных пачек показал, что данный способ является недостаточно эффективным в условиях повышенного пучения на глубинах свыше 450 м. Однако, на меньших глубинах обеспечивается удовлетворительное состояние выработки. В аспекте обеспечения эндогенной пожаробезопасности рассматриваемый способ управления состоянием массива, предусматривающий оставление защитных пачек и рост потерь



разрушенного угля в выработанном пространстве характеризуется повышенной пожароопасностью.

Однако, во-первых, применение данного способа обеспечивает сокращение времени простоя оборудования и рост скорости подвигания очистного забоя, то есть снижение длительности проветривания выработанного пространства, примыкающего к призабойному. Во-вторых необходимым условием самовозгорания угля является наличие скоплений разрушенного угля имеющих мощность не менее 0,4 м.

Таким образом, при оставлении пачки в кровле пласта 0,3 м и при условии не разрушения пачки в почве пласта – необходимые для самовозгорания условия не выполняются, кроме того, обеспечивается сокращение времени проветривания скоплений угля в выработанном пространстве за счет повышения скорости подвигания очистного забоя.

Фактор длительного воздействия опорных нагрузок, вызванных перераспределением напряжений в массиве в результате ведения горных работ, а также вдавливания в почву оснований секций крепи механизированного комплекса отрицательно влияют на физико-механические свойства горных пород, увеличивая степень трещиноватости и расслоения в массиве. Если учесть, что нижняя граница фактических горных работ будет составлять более 550 метров, то шахта по большинству пластов работала и работает в неблагоприятных условиях по состоянию пород кровли и почвы.

При отработке выемочного участка 7009 (Рисунок 3.11) пласта «70», шахты «Талдинская Западная 2» было зафиксировано проявление повышенного пучения почвы вентиляционного штрека, при этом ширина охранного целика составляла 40 м. В зоне влияния опорного давления лавы величина пучения пород почвы достигала 3,0–3,5 м (Рисунок 3.12). Пучение почвы и вывалы пород фиксировалось по всей длине выемочного столба, что привело к сокращению плановых нагрузок в 5–10 раз (Рисунок 3.13) и как следствие, к снижению экономического эффекта и увеличению сроков отработки выемочного столба.



Рисунок 3.11 – Выкопировка из плана горных работ по пласту 70  
(выемочный штрек 7009)

В рассматриваемых горно-геологических условиях пучение почвы выработок происходит в виде выдавливания или складкообразования с последующим хрупким разрушением или без него пород ложной и непосредственной почвы пласта «70», имеющих низкую механическую прочность.

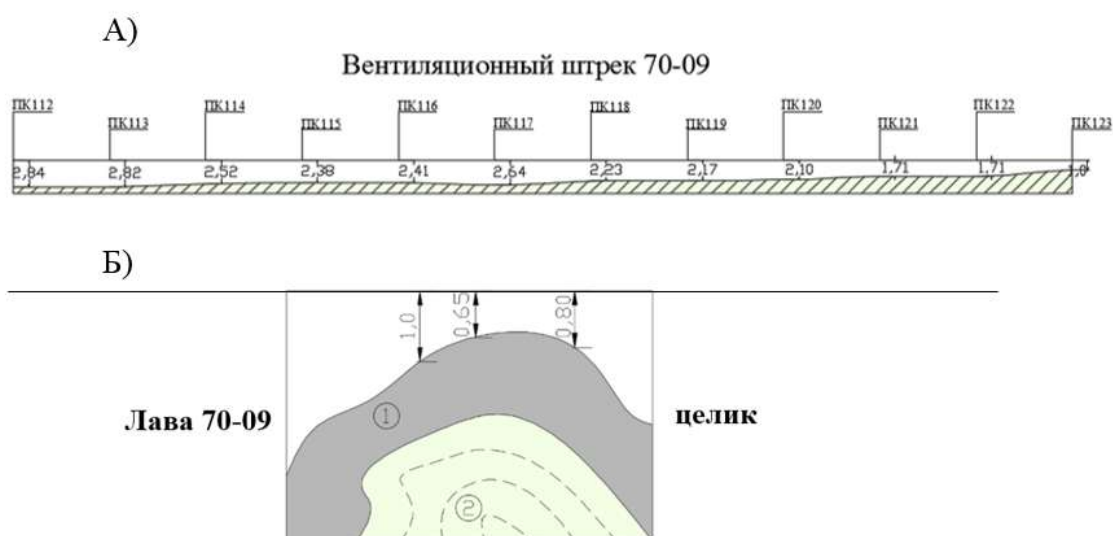


Рисунок 3.12 – Пучение в вентиляционном штреке 7009: А) по длине  
выработки; Б) на сопряжении с лавой 7009

«Пучение почвы выработок происходит в результате деформации размокших под влиянием воды пород, выдавливаемых под воздействием опорного давления, а также за счет набухания пород в результате инфильтрации в него технической и природной воды.» [40]

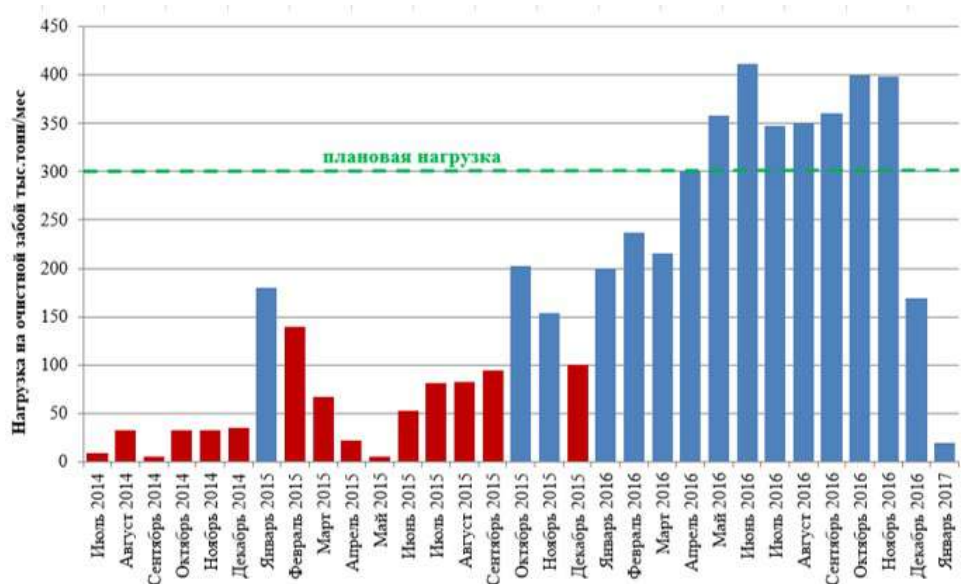


Рисунок 3.13 – Динамика нагрузки на очистной забой 7009

Ведение горных работ в таких условиях будет осложнено наличием ложной, неустойчивой непосредственной кровли, которая в процессе отработки пласта будет усугублять ситуацию с состоянием подготовительных выработок, а также в очистных забоях. Спустя некоторое время после проведения подготовительных выработок, породы кровли и почвы под воздействием воды начнут размокать. Будет происходить ослабление слоев пород по контактам, после этого увеличится их трещиноватость и расслоение. При этом будут образовываться купола, горное давление и деформации крепи выработок [61]. В очистных забоях также будет происходить обрушение ложной кровли, образование куполов. Почва будет выдавливаться в выработки, будет происходить обыгрывание козырьков и верхняков крепи, интенсивное вспучивание в зонах опорного давления и на сопряжениях лав с подготовительными выработками.

В качестве одного из основных способов управления состоянием массива в условиях повышенного пучения почвы выработок, охраняемых «жестким» целиком угля, «рекомендуется применение щелевой разгрузки в боках выработки для уменьшения величины пучения почвы [90, 13]. При формировании разгружающей щели обеспечивается смещение повышенных напряжений от контура выработки вглубь массива (целика) в результате чего

зона возможного смятия пород также смещается вглубь массива (целика) [43]. Эффективность такого способа борьбы с пучением определяется параметрами прорезаемой щели [22, 25]. В качестве щеленарезной машины возможно использование серийно выпускаемой машины «Урал 50» имеющей следующие характеристики: техническая производительность при сопротивляемости пород резанию  $A_p=450$  Н/мм – не менее 1,5 м/мин; глубина щели – до 1,2 м; ширина прорезаемой щели – 140 мм.»

Для оценки возможности и эффективности применения способа создания разгружающих щелей для снижения пучения почвы в условиях шахты «Талдинская-Западная-2» были выполнены экспериментально-аналитические исследования, включающие, как изучение деформационно-прочностных характеристик и натурные наблюдения за состоянием участковых выработок и краевых частей массива на шахте, так и численные исследования с использованием метода конечных элементов (Рисунок 3.14).

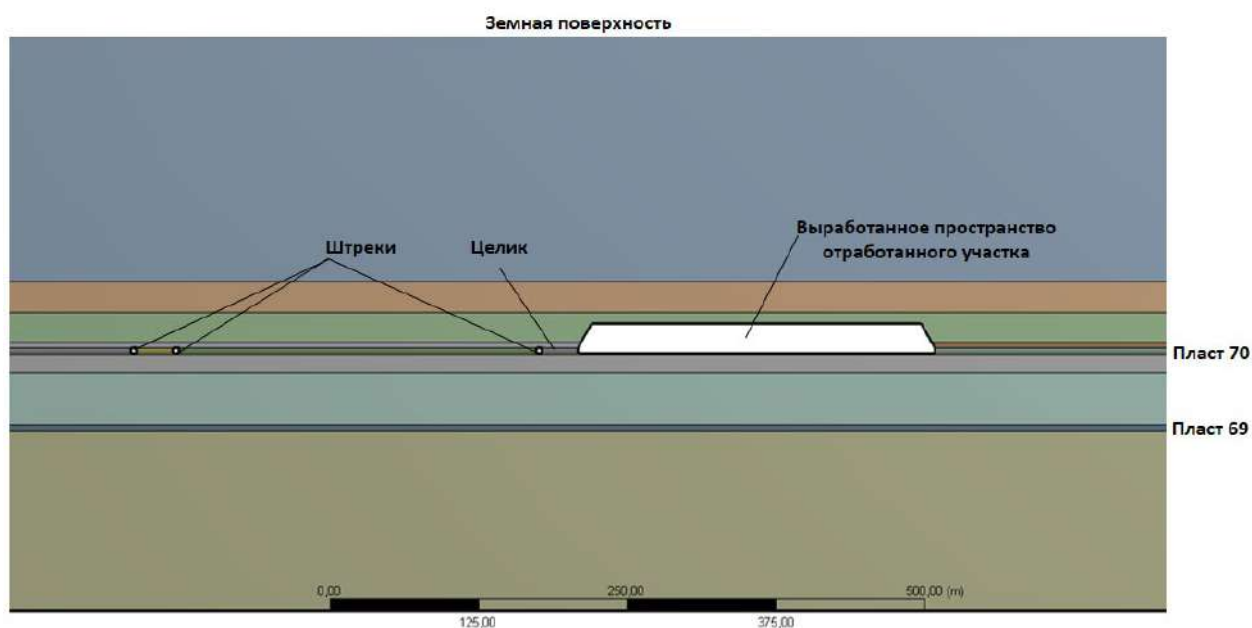


Рисунок 3.14 – Расчетная схема для численных исследований

При моделировании учитывалось слоистое строение массива, различие деформационно-прочностных характеристик горных пород, наличие смежного выработанного пространства ранее отработанного столба, а также

влияние действующей лавы. Для учета влияния действующей лавы использовалась 3D модель.

Фрагменты результатов численных исследований представлены на рисунках 3.15 и 3.16.

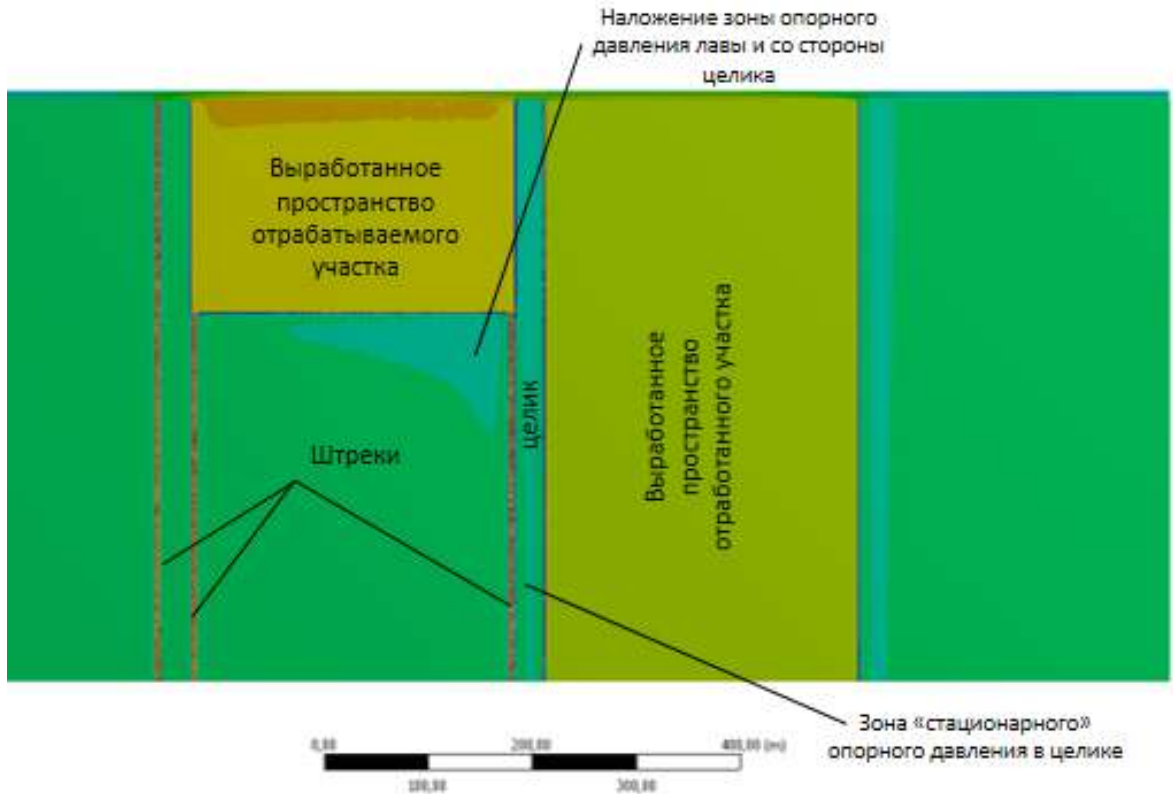


Рисунок 3.15 – Поля напряжений в плоскости пласта 70 (сечение 3D модели)

Как видно из рисунка 3.15 опорное давление лавы оказывает значительное влияние на напряженное состояние массива на всем протяжении зоны опорного давления (до 80 м) [70].

Однако, более подробное рассмотрение уровня пучения почвы показывает, что повышенные пучения в зоне влияния лавы имеют место на ограниченном участке, непосредственно примыкающем к лаве, что объясняется ограниченной протяженностью зоны опорного давления (10–15 м), формируемой впереди очистного забоя, имеющей уровень напряжений существенно (в 1,5–2 раза) превышающий уровень геостатического давления.

В результате выполненных исследований получены поля полных деформаций в окрестностях вентиляционного штрека 7009 (Рисунок 3.16, А).

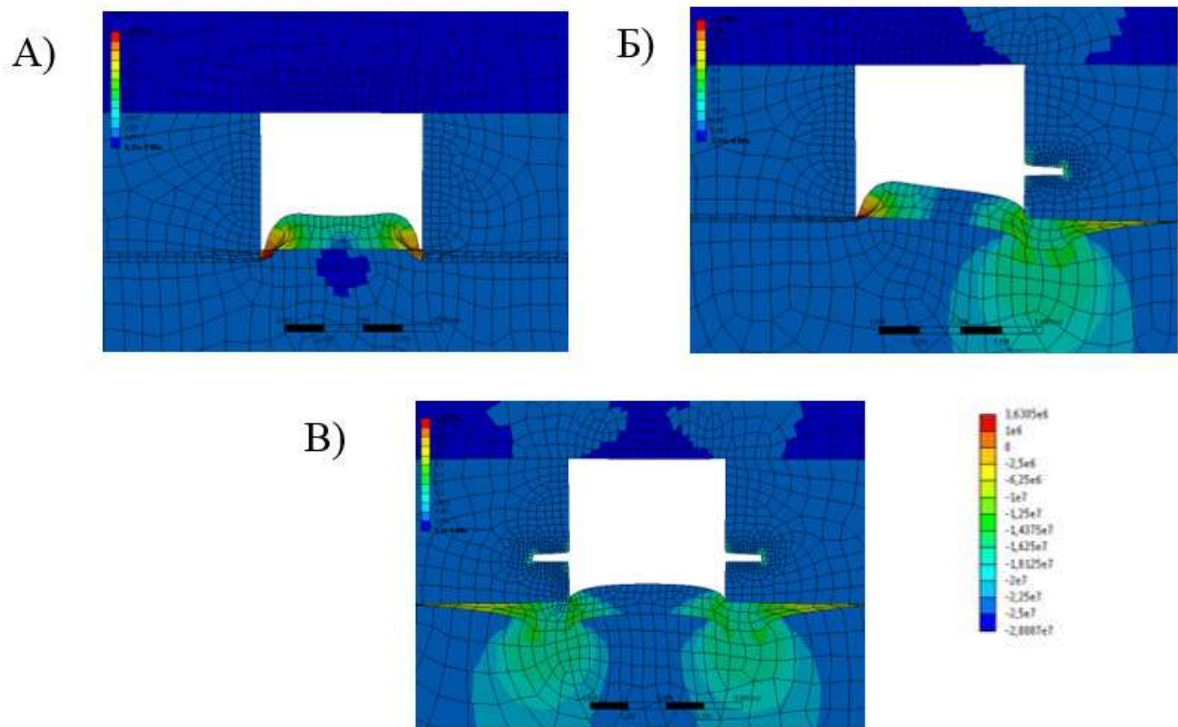


Рисунок 3.16 – Поля полных деформаций в окрестности вентиляционного штрека 7009: А) без мероприятий; Б) нарезка щели только со стороны целика; В) нарезка щелей с двух сторон выработки

На рисунке 3.16, Б и 3.16, В представлены результаты моделирования способов разгрузки массива в окрестности выработки с использованием соответственно одной компенсационной щели, нарезанной в сторону межлавного целика, и двух компенсационных щелей, нарезанных в обе стороны от вентиляционного штрека 7009.

Анализируя полученные данные, можно наблюдать существенное уменьшение пучения почвы, в случае проведения разгрузочных щелей в обе стороны от участковой выработки. [28, 40, 109]

### 3.5 Выводы по главе 3

1. Подготовка выемочных участков тремя выработками возможна без увеличения потерь угля по сравнению с подготовкой спаренными выработками, т.е. с использованием целиков между выработками, суммарная ширина которых не превышает ширину межштрекового целика при подготовке спаренными выработками. С точки зрения поддержания

выработок, изменения НДС массива являются незначительными, не превышают 13%.

2. При переходе на подготовку выемочных участков тремя выработками следует усилить крепление бортов выработок анкерной крепью, поскольку возможно разрушение бортов выработок со стороны целиков с последующим нарушением устойчивости кровли.

3. Помимо зон ПГД, сформированных от сближенных пластов, особую опасность представляют широкие дизъюнктивные нарушения с малым углом наклона. Сформированные возле разрывных нарушений ТРЗ могут существенно увеличиться в размерах в зоне воздействия опорного давления, что чревато осложнениями в виде вывалов, пучения почвы и повышенной трещиноватости.

4. Существенное снижение уровня пучения почвы в участковой выработке, охраняемой целиком и погашаемой вслед за лавой, обеспечивается проведением компенсационных (разгружающих) щелей в обе стороны от выработки на глубину 1,2 м, что может быть осуществлено с использованием щеленарезной машины «Урал-50». Применение компенсационных щелей, нарезанных только в направлении межлавного целика не обеспечивает существенного снижения пучения почвы в выработке.

**ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЕНИЯ  
СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ВОКРУГ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК  
ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

**4.1 Обоснование критерия оценки устойчивости выемочных  
выработок при подготовке выемочных участков пологих угольных  
пластов тремя штреками**

Обеспечение устойчивого состояния выработок является одной из основных задач при отработке пологих угольных пластов. Для определения критерия прочности выделяют две основные группы в зависимости от способа получения исходных данных: аналитические и эмпирические. В условиях подготовки выемочного столба тремя штреками поддержание безремонтного состояния выработок главным образом определяется расположением целиков и выработок в массиве. В таблице 4.1 представлены различные критерии устойчивости (5–17), применяемые для оценки прочностных характеристик целиков и выработок.

Таблица 4.1 – Критерии оценки устойчивости выработок и целиков

Критерий устойчивости	Расчетная формула
<p>Определение ширины целиков по условию обеспечения их необходимой устойчивости для двух и трех штрековой подготовки</p>	$P_{\phi} \cdot n_{\text{ц}} \cdot k_{\alpha} = P_{\text{н}}, \quad (5)$ $P_{\phi} = 0,5\gamma H(2B_1 + a + l_0 + H \cdot tg\omega, \text{МН}, \quad (6)$ <p>Расчет основывается на принципе, заключающемся в том, что действующая на целик нагрузка <math>P_{\phi}</math>, взятая с некоторым запасом <math>n_{\text{ц}}</math>, должна уравниваться его несущей способностью <math>P_{\text{н}}</math>, где <math>k_{\alpha}</math> – коэффициент, учитывающий угол падения пласта <math>\alpha</math></p>
<p>В. Д. Слесарев, определение ширины междукammerного целика в форме стены</p>	$(\gamma H \cos\alpha + C) (\sigma_{\text{пч·сж}} - \gamma H \cos\alpha) b^4 +$ $\gamma H a \cos\alpha (\sigma_{\text{пч·сж}} - 2\gamma H \cos\alpha - C) b^3 -$ $\gamma^2 H^2 \cos^2\alpha (a^2 + 3\beta h_{\text{ц}}^2) b^2 - 6\beta \gamma^2 \gamma^2 H^2 h_{\text{ц}}^2 \cdot ab \cos^2\alpha -$ $3\beta \gamma^2 H^2 h_{\text{ц}}^2 a^2 \cos^2\alpha = 0, \quad (7)$ <p><math>C</math> – сцепление, <math>a</math> – угол падения, <math>B</math> – коэффициент бокового распора</p>



Продолжение таблицы 4.1

<p>Определение размера предельно напряженного целика</p>	$l_{ц} \geq L_{пр}$ <p><math>l_{ц}</math> – ширина проектируемого целика;  <math>L_{пр}</math> – размер предельно напряженного целика.</p> $l_{пр} = 0,7 \left( \frac{a_1}{D_1^{2/3}} + \frac{a_2}{D_2^{2/3}} \right), \quad (8)$ $D_1 = \frac{\sigma_{куб}}{\gamma H} \cdot \frac{a_1}{m}, \quad (9)$ <p><math>a_1</math> и <math>a_2</math> – размеры выработанных пространств, примыкающих к целику, м; <math>\sigma_{куб}</math> – кубиковая прочность образцов угля пласта, МПа; <math>\gamma H</math> – вертикальные напряжения на глубине расположения целика, МПа</p>
<p>Ю.З.Заславский, критерий оценки устойчивого состояния капитальных выработок глубоких шахт, не подверженных влиянию очистных работ</p>	$k_{Засл} = \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}, \quad (10)$ <p><math>\gamma</math> – объемный вес пород, Н/м<sup>3</sup>;  <math>H</math> – глубина расположения выработки от поверхности, м;  <math>\sigma_{сж}</math> – предел прочности, вмещающих выработку пород, Н/м<sup>2</sup></p>
<p>Syd S Peng, рейтинг повреждений выработок при подработке</p>	$DR = 1,69 \left( \frac{3H_{lower} \cdot (HR)h}{H} \right)^{0,05} \cdot E_l T_{lower}^{0,07}, \quad (11)$ <p><math>H_{lower}</math> – ширина нижнего пласта, фут;  <math>H</math> – ширина промежуточных пород, фут;  <math>HR</math> – процент твердых пород в промежуточном слое, %  <math>T</math> – временная задержка между отработкой верхнего и нижнего пласта, год</p>
<p>Литвинский Г.Г., критерии устойчивости КУ горных выработок,</p>	$K_y = \frac{a_i}{a_r} \cdot 100\%, \quad (12)$ <p><math>a_i, a_r</math> — соответственно измеренный текущий и предельно допустимый габаритный размеры выработки</p>

Продолжение таблицы 4.1

<p>Трушко О.В., критерий напряженности элементов выработки (кровли и боков), выражающим отношение величин расчетных напряжений и расчетной прочности</p>	$\Pi_B = \frac{\sigma K_1 K_2}{R K_c \varepsilon_B}, \quad (13)$ <p><math>\sigma</math> – статическое вертикальное напряжение в нетронутом массиве в месте расположения выработки, МПа;  <math>K_1</math> – коэффициент концентрации напряжений вследствие проведения выработки;  <math>K_2</math> – коэффициент изменения напряжений, в результате влияния других выработок, ведения очистных работ  <math>R</math> – среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию при кратковременном нагружении, МПа;  <math>K_c</math> – коэффициент структурного ослабления массива за счет трещиноватости, слоистости и микронеоднородности;  <math>\varepsilon_B</math> – коэффициент, учитывающий снижение сопротивления породы вследствие водонасыщения и равный отношению пределов прочности в водонасыщенном и естественном состояниях</p>
<p>Теория прочности Хоека–Брауна для трещиноватого скального массива</p>	$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right)^a, \quad (14)$ <p><math>\sigma_1</math> и <math>\sigma_3</math> – соответственно максимальные и минимальные главные напряжения в предельном состоянии;  <math>\sigma_c</math> – предел прочности в образце;  <math>m_b</math> – постоянная <math>m</math> для скального массива;  <math>s</math>, <math>a</math> – параметры скального массива, зависящие от индекса GSI</p>
<p>Дашко Р.Э., устойчивость пород через растягивающие напряжения [22]</p>	$R_p \geq K_1 \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \gamma H, \quad (15)$ $K_2 \gamma H \leq R_{сж} K_{уст}, \quad (16)$ <p>Критерий устойчивости пород с пластическими свойствами  <math>K_1</math> – коэффициент концентрации напряжений;  <math>\mu</math> – коэффициент Пуассона; <math>K_{уст}</math> – коэффициент повышения устойчивости пород</p>

Продолжение таблицы 4.1

<p>«СП 91.13330.2012 Подземные горные выработки...» [77]</p>	$U_k = U_0 + \Delta U_{\text{ц}} k_a k_{\text{в}} k_a k_{\text{кр}}, \quad (17)$ <p><math>\Delta U_{\text{ц}}</math> – смещение кровли горной выработки в зоне влияния очистных работ</p> <p><math>k_{\text{кр}}</math> – коэффициент, учитывающий обрушаемость основной кровли,</p> <p><math>k_a</math> – коэффициент, учитывающий направление проходки горных выработок</p> <p><math>U_0</math> – величина расчетных смещений пород кровли широких горных выработок</p> <p><math>k_{\text{в}}</math> – коэффициент, учитывающий влияние смежных параллельных горных выработок</p>
--	---

Анализ приведенных критериев показал, что основными параметрами определения устойчивости выработок являются: отношение объемного веса пород к глубине расположения выработки, расчет смещений кровли выработки и изменение габаритов выработки с учетом влияния различных коэффициентов ослабления.

Для оценки устойчивого состояния выработок на угольных шахтах РФ, согласно действующим нормативным документам в качестве критерия устойчивости применяется расчет смещений на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации. Однако, в случае подготовки выемочного столба тремя штреками, критерий требует доработки коэффициента, учитывающего влияние смежных выработок. Кроме того, значение смещения, полученные при помощи численного моделирования существенно отличаются от расчетных значений. Для получения релевантных показаний используется сложная модель массива горных пород, учитывающая слоистость, трещиноватость и другие параметры массива, что требует не только большой объем информации исходных данных, но и наличие высокопроизводительного компьютера.

В таких условиях возможно применить критерий Ю. З. Заславского, который позволяет оценить устойчивость выработок не подверженных влиянию очистных работ. Используя горизонтальные главные напряжения полученные по результатам моделирования, возможно получить напряжения в любой момент времени в зависимости от положения очистного забоя.

Таким образом, для оценки возможности обеспечения устойчивости выработок без увеличения объема потерь по сравнению с подготовкой спаренными выработками, предлагается использовать критерий оценки, определяемый как отношение главных действующих напряжений к сопротивлению пород кровли (18) и почвы (19) на сжатие, с учетом поправочного коэффициента, учитывающего трещиноватость рассматриваемого участка.

$$K_{кр} = \frac{\sigma_y}{R_{с_{кр}} \cdot K_{п}}, \quad (18)$$

$$K_{поч} = \frac{\sigma_y}{R_{с_{п}} \cdot K_{п}}, \quad (19)$$

Критерий позволяет отнести выработку к той или иной категории устойчивости согласно таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Оценка состояния устойчивости выработок

Оценка состояния устойчивости выработок	Значение критерия		Рекомендуемые мероприятия
Устойчивые	$K_{кр} < 0,5$ $K_{поч} < 0,5$		Контроль устойчивости выработок на разных этапах отработки при помощи видеоэндоскопа
Средней устойчивости	$K_{кр} > 0,5$ $K_{поч} < 0,5$	$K_{кр} < 0,5$ $K_{поч} > 0,5$	Усиление существующей крепи
Неустойчивые	$K_{кр} > 0,5$ $K_{поч} > 0,5$		Применение активных способов управления состоянием массива

На рисунке 4.1 представлены изменения критерия устойчивости выработок в кровле при подготовке выемочных участков пластов тремя

штреками в зависимости от ширины целиков и места расположения выработки в массиве.

Рассмотрим пример расчета критерия устойчивости выработки при наиболее благоприятном соотношении выработок с расположением узкого целика со стороны отрабатываемого столба шириной 8,28 и 16,52 м.

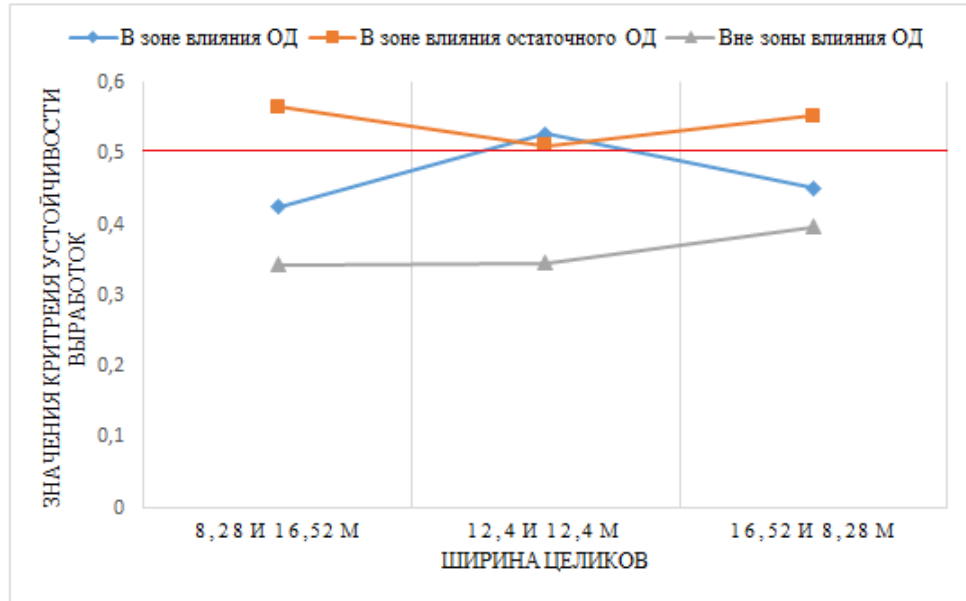


Рисунок 4.1 – Изменение критерия устойчивости выработок в кровле в зависимости от ширины целиков

Для условий шахты «Талдинская-Западная 2», пласт «69», согласно проектным данным сопротивление пород кровли и почвы на сжатие равны:  $R_{с_{кр}} = 34$  МПа;  $R_{с_{поч}} = 32$  МПа. Действующие вертикальные напряжения, полученные в результате численного моделирования в зоне влияния опорного давления лавы составляют  $\sigma_{у_{кр}} = 8,66$  МПа в кровле и  $\sigma_{у_{поч}} = 8,77$  МПа в почве выработки. Согласно предложенной методике определения поправочного коэффициента (таблица 2.3), трещиноватость пород кровли и почвы выработки в соответствующий период проведения очистных работ относится к II и III категории.

$$K_{кр} = \frac{8,66}{34 \cdot 0,6} = 0,42$$

$$K_{поч} = \frac{8,77}{32 \cdot 0,7} = 0,39$$

Полученные значения позволяют оценить состояние дополнительной выработки в зоне влияния очистных работ как устойчивое с рекомендацией к мониторингу напряжений в массиве при помощи видеоэндоскопической съемки.

#### **4.2 Разработка алгоритма выбора параметров способов управления состоянием массива**

Применение при подземной угледобыче современного надежного энерговооруженного оборудования существенно повысило интенсивность отработки запасов шахт. Нагрузки на комплексно механизированные очистные забои в России в благоприятных условиях достигли 50-60 тысяч тонн в сутки и 1,6 млн тонн в месяц. Однако, использование столь высокопроизводительного оборудования при размерах выемочных участков, характерных для современных российских шахт (длина столба до 3,5 км, длина лавы до 300 м), в большинстве случаев нецелесообразно, поскольку характеризуется низкой эффективностью его использования, в следствие длительных простоев. [73]

Данные простои связаны как с низким коэффициентом машинного времени, который в значительной степени зависит от длины лавы, так и высокой частотой очень продолжительных по времени перемонтажей оборудования при переходе на новый выемочный участок. Кроме того, применение выемочных столбов с увеличенной длиной при прочих равных условиях предопределяет увеличение сроков подготовки новых выемочных участков к отработке, что также является одной из основных причин простоев высокопроизводительного оборудования.

Также следует отметить всё чаще проявляющуюся проблему обеспечения эксплуатационного состояния участковых подготовительных выработок, находящихся в зоне повышенных проявлений горного давления, формируемых целиками, оставленными на ранее отработанных сближенных пластах. В соответствии с общемировыми тенденциями к увеличению длины лавы до 400-500 м и длины выемочных столбов до 5-8 км в настоящее время и в России наблюдается увеличение размеров выемочных столбов. Следует отметить, что рекордные показатели на российских шахтах достигнуты именно при отработке выемочных столбов с повышенными размерами: длина лавы 400 м, выемочного столба – до 4,5 км.

Увеличение длины лавы позволяет существенно повысить коэффициент машинного времени в условиях, когда отсутствует или удается снять ограничения нагрузки по «газовому фактору» и повысить эффективность использования очистного оборудования. Увеличение длины столбов позволяет сократить число ремонтов оборудования и существенно снизить удельные затраты на подготовку выемочных столбов.

Однако, увеличение размеров выемочных участков предопределяет повышение изменчивости условий ведения очистных работ. В пределах одного выемочного столба изменения глубины ведения горных работ может достигать 800 м и более, приводя к закономерному существенному изменению газоносности массива и газообильности выработок, значительному изменению напряженного состояния массива, физико-механические свойства вмещающих пород и условий поддержания горных выработок.

Таким образом, существенное увеличение размеров выемочных участков предопределяет значительное изменение как условий ведения очистных работ, так и условий поддержания участковых выработок, что обуславливает необходимость рассмотрения возможных негативных последствий и проблем, а также эффективных решений для их предупреждения.»

Для обеспечения эксплуатационного состояния выработок в зонах влияния очистных работ по разрабатываемому и (или) сближенным пластам требуется выполнение целого ряда действий, направленных на управление состоянием массива горных пород. Предлагаемая нами блок-схема алгоритма выбора способа управления состоянием массива вокруг участковых подготовительных выработок представлена на рисунке 4.2.

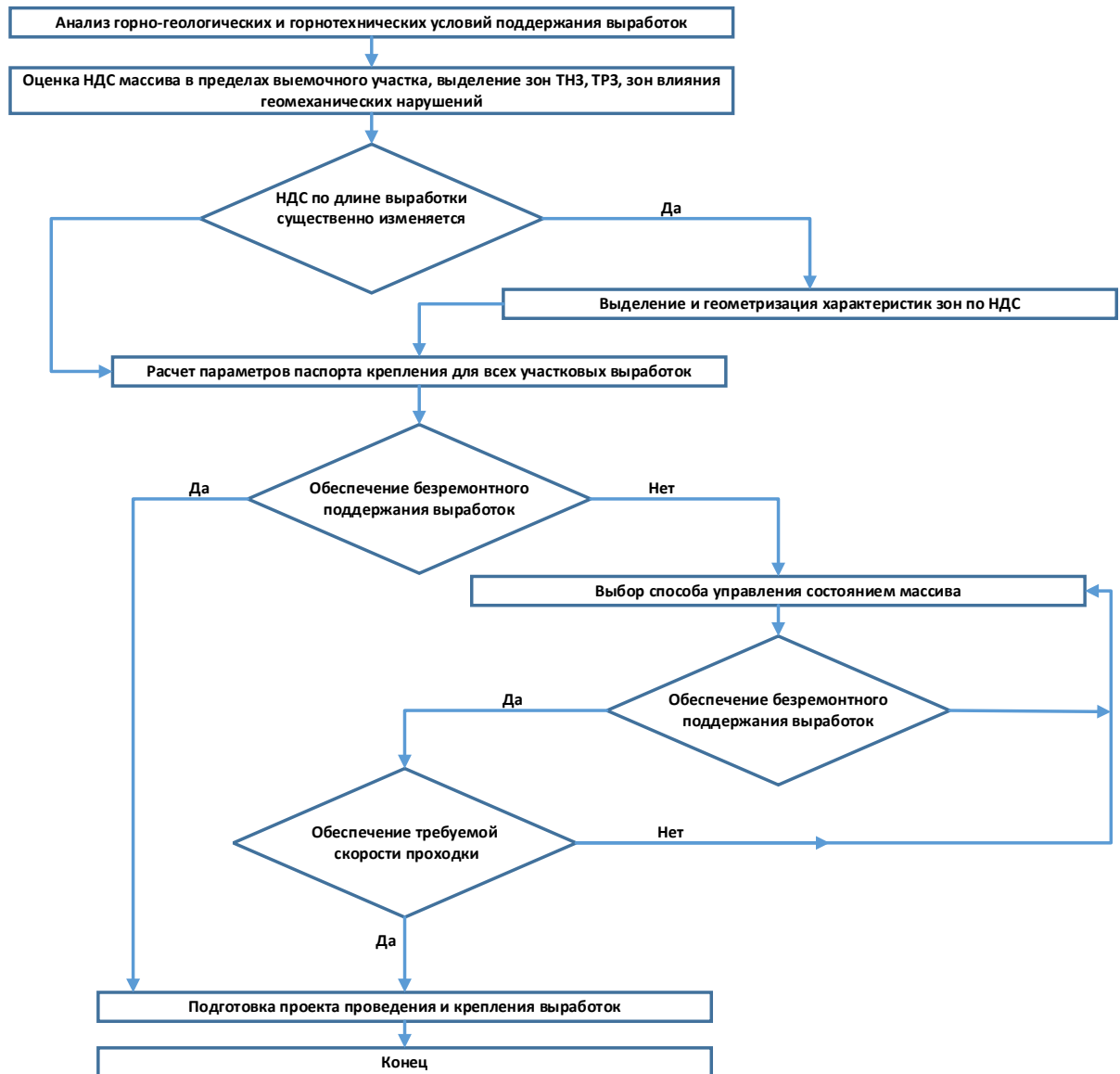


Рисунок 4.2 – Выбор способа управления состоянием массива

Сформированный алгоритм представляет собой комплекс взаимосвязанных технических задач, включающих в себя 10 блоков, основным направлением которых является:



1. Корректная оценка НДС нетронутого массива, вмещающего выемочный участок рассматриваемого пласта;
2. Выделение и геометризация характерных зон, в которых НДС массива и условия поддержания выработок существенно отличаются
3. Выбор рациональных параметров паспорта крепления выделенных участков и способов управления состоянием массива, обеспечивающих устойчивость выработок и необходимую скорость проходки.

#### Блок 1.

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий поддержания выработок включает в себя обработку основных характеристик рассматриваемого участка, таких как мощность, угол залегания пласта, состав вмещающих пород, влияние газоносности, обводнённости и сближенных пластов.

#### Блок 2.

Выделение локальных участков протяженных выработок с целью определения границ потенциальных тектонически напряженных (ТНЗ) и разгруженных зон (ТРЗ). Оценка НДС массива и зон геологических нарушений на основе геодинамического районирования.

#### Блок 3.

Регистрация существенного изменения НДС во всей длине выработки. Если да – переход к блоку 4, если нет – к блоку 5

#### Блок 4.

В зависимости от величины воздействия производится распределение и геометризация зон по НДС

#### Блок 5.

Производится расчет параметров проведения крепи горных выработок. Разрабатываются паспорта крепления и поддержания горных выработок.

#### Блок 6.

При достижении условий безремонтного поддержания выработок переходим к блоку 10, при несоблюдении требуемых условий – к блоку 7

Блок 7.

Производится предварительный выбор методов разгрузки и упрочнения пород с целью управление состоянием горного массива

Блок 8.

При условии обеспечения безремонтного поддержания выработок переходим к блоку 9, при отрицательном результате возвращаемся к блоку 7

Блок 9.

Необходимым условием является соблюдение расчётных значений скорости продвижения забоя. Да – переход к блоку 10, если нет, необходимо пересмотреть решение, принятое в блоке 7

Блок 10.

Выполняется расчет и подготовка проекта проведения и крепления выработок

Представленный алгоритм позволяет на этапе проектирования учесть и существенно снизить вероятность простоя оборудования очистного забоя, связанного с нарушением безремонтного поддержания выработок. [73]

#### **4.3 Обоснование параметров паспорта проведения и крепления выработок подземных горных выработок**

В зависимости от интенсивности проявления горного давления, зависящего от размеров и глубины расположения выработок, параметров охраны от воздействия очистного забоя, трещиноватости, обводненности и устойчивости пород производится расчет параметров анкерной крепи [21]. В качестве критерия интенсивности горного давления для расчета крепи в соответствии с действующими нормативными документами принимаются расчетные смещения кровли. Расчет смещений кровли осуществляется с учетом принятых на шахте пространственно-планировочных решений: проекта подготовки по пласту 69 и фактической раскройке шахтного поля. Для выбора и обоснования параметров подготовки осуществляется оценка уровня смещений при фактическом расположении выработок, а также оценка уровня смещений для различных вариантов расположения выработок, отличающихся

от принятого. Расчет уровня смещений производится для всего диапазона глубин залегания пласта 69, однако оценка возможного влияния факторов, осложняющих отработку осуществляется, в первую очередь, для наиболее сложных горно-геологических и горнотехнических условий поддержания участковых подготовительных выработок (максимальная глубина ведения горных работ, расположение выработки в зоне влияния ПГД и последовательного воздействия опорного давления от лав смежного и отрабатываемого выемочного участка).

Для обоснования параметров подготовки и паспортов крепления с учетом влияния надрабтки приводится расчет крепи выработок для условий поддержания конвейерного штрека 69-07. Расчет проводился для участка выработки, находящегося на максимальной глубине 530-560 м (Рисунок 4.3). На рассматриваемом участке пластовая участковая выработка – конвейерный штрек 69-07 находится в зоне влияния надрабтки, а именно в зоне повышенных проявлений горного давления (далее – ППГД) от межлавного целика, оставленного при отработке запасов пласта «70», проводится в массиве, затем после прохода лавы 69-08 охраняется целиком угля, а затем погашается за лавой 69-07.

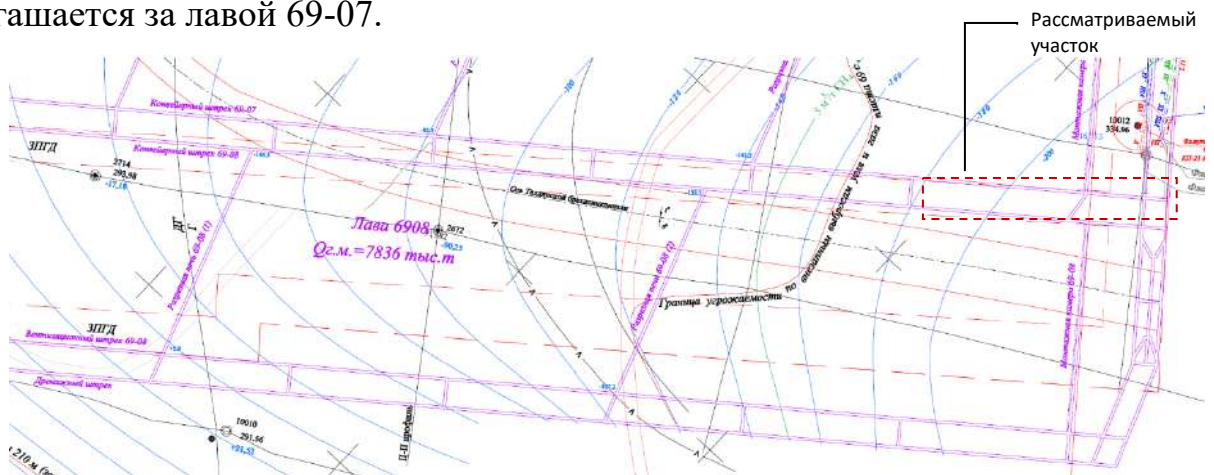


Рисунок 4.3 – Участок конвейерного штрека 69-07 в зоне ПГД

В зависимости от величины горного давления, удаленности выработок от поверхности, их формы и размеров, прочностных характеристик породы, производится расчет анкерного крепления кровли, прочности и устойчивости

пород кровли, а также влияния зоны ПГД от краевых частей и целиков ранее отработанных сближенных пластов.

Исходные данные для расчета, основные характеристики выработок и прочностные свойства горных пород приняты в соответствии с «Технический проект разработки пластов «70» и «69», шахты "Талдинская-Западная-2", ШУ "Талдинское-Западное", АО "СУЭК-Кузбасс", Талдинского каменноугольного месторождения».

Исходные данные для расчета:

- расчетная ширина  $B=5,2$  м;
- высота выработок в проходке;  $h = 4,25$  м;
- расчетная глубина расположения выработок от поверхности  $H=$ до 560 м;
- тип пород кровли по обрушаемости – I;
- класс пород непосредственной кровли по устойчивости – II (среднеустойчивая) и I (неустойчивая);
- тип применяемых анкеров – А20В (Ст. 3).

Основной прочностной характеристикой пород кровли выработки является сопротивление пород кровли и боков выработки на сжатие  $R_c$ , которое определяется по формуле (20):

$$R_{c_{кр}} = \frac{(R_{c1} * m_1 + R_{c2} * m_2 + \dots + R_{cn} * m_n) * k_c * k_{вл}}{B}$$

$$R_{c_б} = \frac{(R_{c1} * m_1 + R_{c2} * m_2 + \dots + R_{cn} * m_n) * k_c * k_{вл}}{h} \quad (20)$$

где  $R_{c1}; R_{c2}; R_{cn}$  – сопротивление на сжатие различных слоев пород;  $m_1; m_2; m_3$  – мощности различных слоев пород;  $k_c$  – коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность кровли трещиноватостью;  $k_{вл}$  – коэффициент снижения сопротивления пород сжатию за счет воздействия влаги.

$$R_{c_{кр}} = \frac{5,2 * 38 * 0,9 * 1}{5,2} = 34 \text{ МПа}$$

$$R_{c_б} = \frac{(0,79 * 6,3 + 0,19 * 20 + 3,27 * 6,3) * 0,9 * 1}{0,79 + 0,19 + 3,27} = 8 \text{ МПа}$$

При выполнении расчетов по формуле 20 применяется расчетная схема согласно рисунку 4.4.

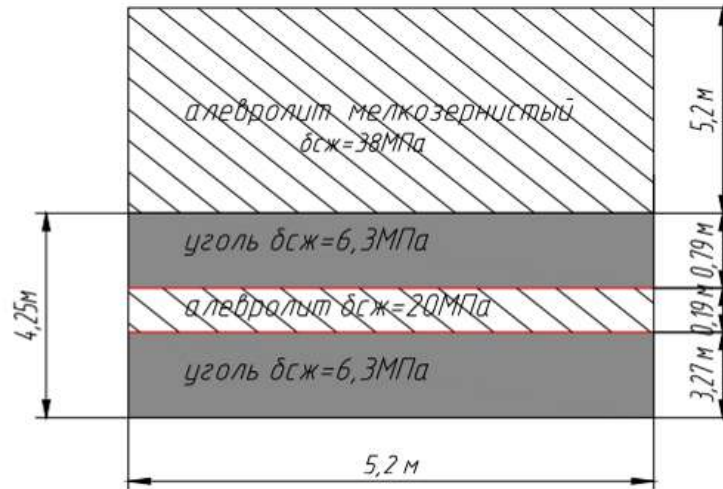


Рисунок 4.4 – Схема определения сопротивления на сжатие пород кровли и боков выработки

Для рассматриваемого участка выработки получим следующие смещения в кровле выработки (21):

$$U_M = 67 \cdot 1 \cdot 1,05 \cdot 1 \cdot 0,75 = 74 \text{ мм};$$

$$U_{Ц} = 53 + 73 \cdot 1,05 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 179 \text{ мм} \quad (21)$$

Для рассматриваемых условий, с учетом глубины проведения работ и сопротивлению пород на сжатие кровли и боков выработки, типичным смещением кровли является значения, представленные в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Типовые смещения кровли  $U_T$

$H, \text{ м}$	100	150	200	250	300	350	400	450	500	560
$U_T, \text{ мм}$	17	22	28	32	39	47	57	67	80	94

Типовые смещения кровли в период охраны выработки целиком шириной более 15 м представлены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Смещения кровли в период охраны целиком

$H, \text{ м}$	100	150	200	250	300	350	400	450	500	560
$\Delta U_{Ц}, \text{ мм}$	25	30	33	40	47	58	64	73	83	94

Таблица 4.5 – Дополнительные смещения кровли в период погашения выработки, охраняемой целиком

$H, \text{ м}$	100	150	200	250	300	350	400	450	500	560
$U_{л}^y, \text{ мм}$	4	6	9	12	14	16	20	24	26	39

Таблица 4.6 – Величина расчетных смещений

$H, \text{ м}$	100	150	200	250	300	350	400	450	500	560
$U_M, \text{ мм}$	13	17	22	25	31	37	45	53	63	74
$U_{Ц}, \text{ мм}$	36	45	55	66	79	95	111	129	149	179

Расстояние между рядами устанавливаемых анкеров определяется по формуле (22):

$$C_{к.н.} = \frac{n_k \cdot N_{ак}}{P_{ак} \cdot B} = \frac{6 \cdot 75}{82 \cdot 5,2} = 1,0 \text{ м} \quad (22)$$

$P_{ак}$  - сопротивление анкера;

$N_{ак}$  - несущая способность анкера, для А20В,  $N_{ак} = 75$  кН

$B$  – ширина выработки.

Таблица 4.7 – Расстояние между рядами анкеров

$H, \text{ м}$	100	150	200	250	300	350	400	450	500	560
$C_k, \text{ мм}$	1	1.0	1.5	1.4	1.3	1.3	1.2	1.2	1.1	1.0

В соответствии с изложенной методикой выполнены расчеты для рассматриваемых условий. Расчетные смещения кровли выработки, закрепленной анкерной крепью и расположенной по пласту 69 в зоне ПГД представлены на рисунке 4.5.

Как видно из рисунка 4.5 зона ПГД оказывает значительное влияние на состояние конвейерного штрека 69-07 на рассматриваемом участке, как при расположении выработки непосредственно под целиком, так и при ее смещении на расстояние до 18 м относительно его краевой части, что обуславливает необходимость применения комбинированной крепи или крепи усиления (анкеров глубокого заложения) до начала очистных работ по выемочному столбу 69-07.

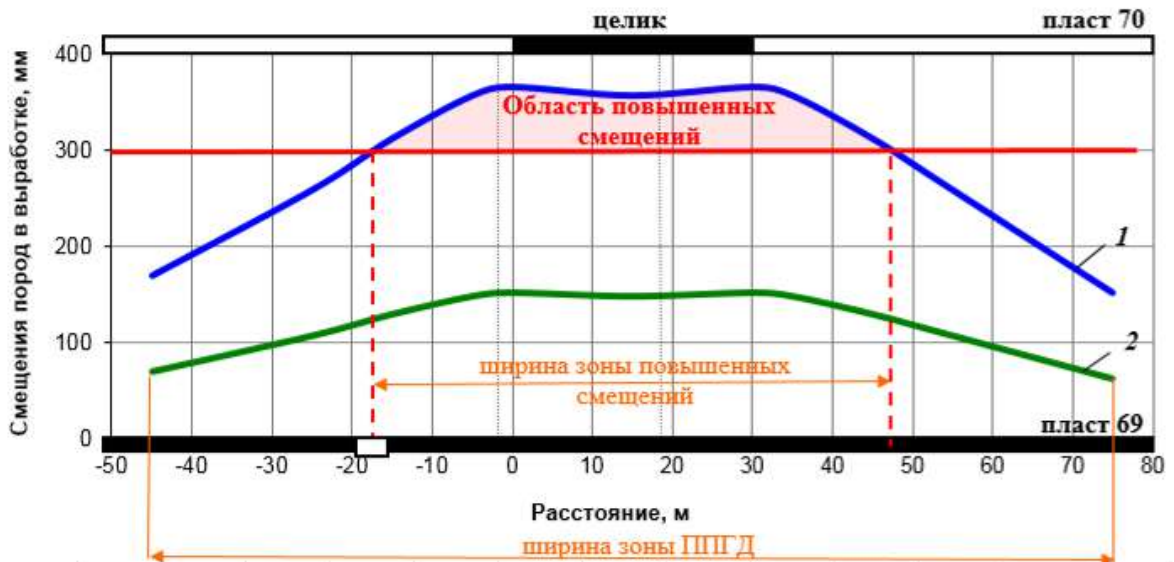


Рисунок 4.5 – Смещения кровли конвейерного штрека 69-07, закрепленного анкерной крепью и расположенного по пласту 69 в зоне ПГД от целика по пласту «70»: 1 – в зоне влияния лавы 69-07; 2 – до начала отработки запасов выемочного столба 69-08

Комбинирование анкерной крепи с подпорными крепями несущая способность определяется как сумма отдельных опорных элементов, входящих в систему анкерная крепь-подпорная крепь:

$$P_{\text{к.кр}} = P_{\text{а}} + P_{\text{п.кр}}, \quad (23)$$

Для оценки влияния зон ПГД и зон ППГД на состояние участковых подготовительных выработок, проводимых в массиве угля, охраняемых целиком угля при отработке смежной лавы и погашаемых лавой отработываемого участка были выделены соответствующие зоны, в которых выполнен расчет ожидаемых смещений. Отличительной особенностью рассматриваемых зон от участка конвейерного штрека 69-07 является существенно меньшая глубина ведения горных работ.

Оценка смещений кровли выполнена для участка конвейерного штрека 69-05 (Рисунок 4.6) при его различном расположении относительно целика, оставленного по ранее отработанному смежному пласту 70.

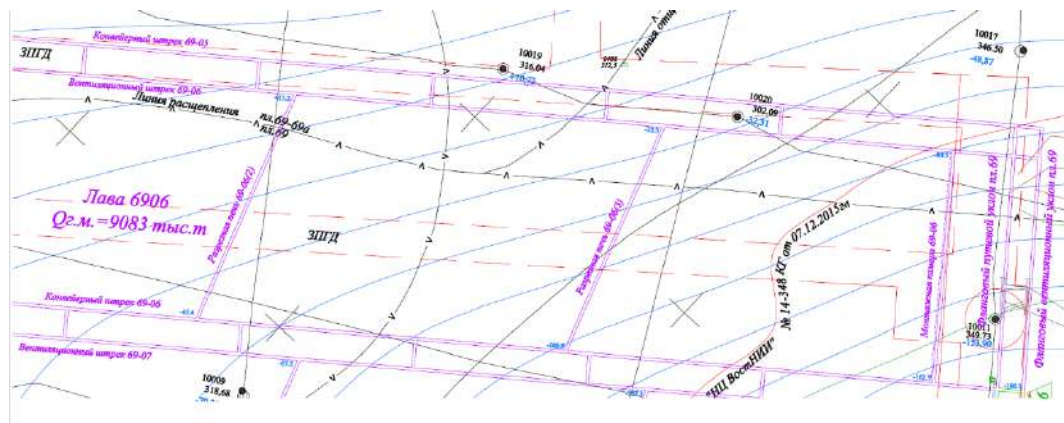


Рисунок 4.6 - Выкопировка из плана горных работ (участок конвейерного штрека 69-05 в зоне ППД)

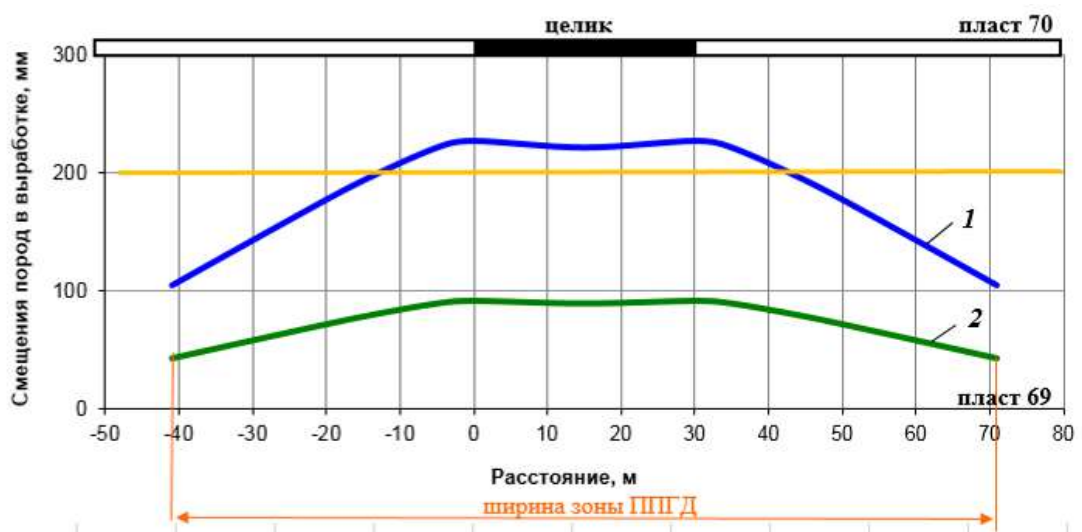


Рисунок 4.7 – Смещения кровли конвейерного штрека 69-05, закрепленного анкерной крепью и расположенного по пласту 69 в зоне ППД от целика по пласту 70: 1 – в зоне влияния лавы 69-05; 2 – до начала отработки запасов выемочного столба 69-06

В результате расчета смещений кровли в зонах ППД, выполненных в соответствии с нормативным документом, были построены графики смещений пород кровли конвейерного штрека 69-05 при его различном расположении относительно целика в периоды, предшествующие и соответствующие влиянию зоны опорного давления от смежной лавы 69-06.

Как видно из рисунка 4.7 предельно допустимые значения смещений для анкерной крепи первого уровня (300 мм) достигаются лишь в случае расположения участков подготовительных выработок в небольшой зоне



влияния краевой части целика. За пределами зоны повышенных смещений – при смещении выработки относительно краевой части целика более чем на 5 м под выработанное пространство или под целик пласта 70 обеспечивается поддержание выработки с использованием только анкерной крепи первого уровня.

#### **4.4 Выводы по главе 4**

1. Разработан алгоритм обеспечения эксплуатационного состояния выработок, представляющий необходимую последовательность действий для эффективного управления состоянием массива горных пород. Обеспечение эксплуатационного состояния участков выработок может быть достигнуто с применением различных способов управления состоянием массива горных пород, однако применяемый способ должен не только создавать условия для поддержания выработок, но и предоставлять возможность для обеспечения своевременной подготовки выемочных участков с повышенными размерами.
2. Предложен критерий оценки устойчивости выработок, определяемый как отношение главных действующих напряжений к сопротивлению пород кровли и почвы на сжатие, с учетом поправочного коэффициента, учитывающего трещиноватость рассматриваемого участка.
3. Наиболее сложными условиями поддержания состояния выработок выделяются участки выработок в зонах ПГД. Для рассматриваемых условий (прочность пород на сжатие, мощность междупластья пластов 69 и 70 и параметры выработок) предельной глубиной для применения только анкеров первого уровня будет являться глубина 480 м. При достижении указанной глубины в рассматриваемых условиях расчетные смещения пород кровли превысят 300 мм, что потребует изменения паспорта крепления – применения канатных анкеров в качестве крепи усиления или использования комбинированной крепи.
4. В качестве мер по обеспечению эксплуатационного состояния участков подготовительных выработок (штреков) по пласту 69 в течение всего срока эксплуатации в пределах выявленных зон ПГД на глубинах более

430 м, характеризующихся повышенными смещениями кровли выработок проходимых в массиве, охраняемых целиком и погашаемых лавой, при условии сохранения существующей раскройки шахтного поля по пласту 69) предлагается применение в качестве крепи усиления анкеров глубокого заложения устанавливаемых до начала очистных работ в смежной лаве.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой содержится решение актуальной задачи обеспечения устойчивости выемочных выработок и минимальных потерь угля в целиках при подготовке выемочных участков пологих угольных пластов тремя штреками.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований:

1. Увеличение размеров выемочных участков на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» приводит к существенному изменению условий поддержания выработок по длине выемочного столба. Для условий пласта 69 шахты «Талдинская-Западная-2» на глубинах до 550 м при длине выемочных столбов до 4700 м можно выделить до 3-5 участков по длине столба, условия поддержания выработок в которых варьируются от благоприятных до крайне сложных.
2. Исследования состояния массива вокруг выработок видеоэндоскопом при отработке первого выемочного участка в разные периоды эксплуатации выработки вплоть до ее погашения необходимо выполнять с целью последующего использования для оценки устойчивости выработок в конкретных горно-геологических условиях шахты в системах мониторинга состояния выработок в режиме реального времени.
3. При переходе на подготовку выемочных участков тремя выработками, наиболее предпочтительным с точки зрения обеспечения устойчивости выработок является вариант с использованием целиков разной ширины с примыканием к выработанному пространству отработываемого столба целика меньшего размера, работающего в податливом режиме.
4. Подготовка выемочных участков тремя выработками возможна без увеличения потерь угля по сравнению с подготовкой спаренными выработками, т.е. с использованием целиков между выработками, суммарная ширина которых не превышает ширину межштрекового целика при подготовке спаренными выработками. С точки зрения поддержания

выработок, изменения критерия устойчивости выработок являются незначительными, не превышают 13%.

5. При переходе на подготовку выемочных участков тремя выработками следует усилить крепление бортов выработок анкерной крепью, поскольку возможно разрушение бортов выработок со стороны целиков с последующим нарушением устойчивости кровли.

6. Эксплуатационное состояние участковых подготовительных выработок при наличии в их почве пород, склонных к пучению в зонах ППГД, обеспечивается при формировании до подхода лавы щелей в оба борта выработки, глубина и расположение которых могут быть определены с использованием метода численных исследований.

7. Обеспечение эксплуатационного состояния участковых выработок может быть достигнуто с применением различных способов управления состоянием массива горных пород, однако, применяемый способ должен не только создавать условия для поддержания выработок, но и предоставлять возможность для обеспечения своевременной подготовки выемочных участков тремя штреками. Предлагаемый алгоритм обеспечения эксплуатационного состояния выработок представляет необходимую последовательность действий для эффективного управления состоянием массива горных пород.

8. Сформулированные научные положения и предложенные решения делают возможным дальнейшее развитие обеспечения устойчивости выемочных выработок и минимальных потерь угля в целиках при подготовке выемочных участков пологих угольных пластов тремя штреками. Исследование может получить продолжение при дальнейшем увеличении длины выемочных столбов и производительности очистного оборудования.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Ануфриев В.Е., Перспективы развития приборной базы геомеханического мониторинга массива в окрестности выработок при подземной угледобыче / В.Е. Ануфриев, В.Т. Преслер, Н.В. Черданцев // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – №2. – С.53–60
2. Бакин В.А., Анализ обследований состояния горных выработок закрепленных анкерной крепью с применением георадара / В.А. Бакин, Е.Ю. Пудов, Е.Г. Кузин, К.К. Ремпель // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – №10. – С.172–177
3. Балек А.Е., Натурные исследования по обеспечению устойчивости капитальных выработок в условиях предельного напряженного состояния // Известия Уральского государственного горного университета. – 2000. – 11, – С.209–214.
4. Бахтин Е.В., Мониторинг структуры пород кровли и состояния крепления капитальных и подготовительных горных выработок на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» / Е.В. Бахтин, С.В. Кузьмин, С.А. Мешков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – №10. – С.459–470
5. Безродный К.П., Контроль напряженно-деформированного состояния массива горных пород при строительстве тоннелей методом ЕЭМИ / К.П. Безродный, А.Д. Басов, К.В. Романевич // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – №1. – 2011. – С. 227–234
6. Бенявски З., Управление горным давлением // М.: Мир. – 1990. – 254с.
7. Борисов А.А., Механика горных пород и массивов // М.: Недра. – 1980. – 360с.
8. Будник Д.Р., Рейтинговые классификации массивов горных пород и их практическое применение // Сборник докладов VI Международной научно-технической конференции «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений». Екатеринбург. – 2017. – С.249–257

9. Булычев Н.С., Механика подземных сооружений // М.: Недра. – 1994. – 382с.
10. Ванякин О.В., Обоснование параметров технологических схем отработки сближенных пологих угольных пластов: дис... канд. техн. наук. / Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». – Санкт-Петербург. – 2016. – 139с.
11. Воскобоев Ф.Н., Многоштрековая подготовка выемочных участков – способ эффективной и безопасной отработки угольных пластов в сложных условиях / Ф.Н. Воскобоев, А.И. Вовк // Записки Горного Института. – 2006. – Т.168. – С.75–78.
12. Воскобоев Ф.Н., Активные способы управления геомеханическим состоянием массива горных пород при разработке угольных месторождений в сложных горно-геологических условиях / Ф.Н. Воскобоев, Ю.А. Семенов, В.А. Звездкин // Записки Горного института. – 2010. – №185. – С.99–101
13. Гапеев С.Н., Компьютерное моделирование процесса пучения пород почвы в подготовительных выработках / С.Н. Гапаев, С.П. Лозовски, А.П. Рязанцев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2003. – №10. – С.95–97
14. Гарбер И.С., Разрывные нарушения угольных пластов (по материалам шахтной геологии) // Л.: Недра. – 1979. – 190с.
15. Господариков А.П., Определение оптимальных параметров зон предельного состояния угля при разработке пологих угольных пластов / А.П. Господариков, С.В. Васильев, Л.А. Беспалов // Записки Горного Института. – 2004. – Т.159. – № 1. – С.203–206
16. Господариков А.П., Прогноз напряженно-деформированного состояния массива горных пород при разработке пологих месторождений / А.П. Господариков, М.А. Зацепин // Записки Горного Института. – 2010. – Т.187. – С.55–58

17. Гребенкин С.С., Управление состоянием массива горных пород / С.С. Гребенкин, В.Н. Павлыш, Ю.А. Петренко, В.Л. Самойлов // Д.: ДонНТУ. – 2010. – 193с.
18. Гриб Н.Н., Влияние горно-геологических факторов на устойчивость породных обнажений в подготовительных горных выработках на стадии их проведения / Н.Н. Гриб, А.А. Кирейченков, П.Ю. Кузнецов // Современные проблемы науки и образования. – 2013. – №4. – 8с.
19. Губинский Н.О., Определение рейтинга массива горных пород по геомеханической классификации Д. Лобшира для условий алмазного месторождения // Вестник Мурманского государственного технического университета. – 2009. – №12 (4). – С.694–701
20. Дашко Р.Э., Механика горных пород и массивов // М.: Недра. – 1987. – 264с.
21. Демин В.Ф., Оценка параметров деформационных процессов в подготовительных выработках при применении анкерного крепления / В.Ф. Демин, Т.В. Демина, С.Б. Алиев, Н.Л. Разумняк // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – №12. – С.28–36.
22. Дрибан В.А., Об оценке эффективности щелевой разгрузки в подготовительных выработках / В.А. Дрибан, Б.В. Хохлов, М.Д. Рожко // Научные труды УкрНДМИ НАН Украины. – 2015. – № 15. – С.88–94
23. Жуков Е.М., Классификация трещин и расслоений пород кровли по степени опасности с точки зрения возможности обрушения кровли в горных выработках / Е.М. Жуков, Ю.И. Кропотов, И.А. Лугинин, С.И. Полошков // Молодой ученый. – 2016. – №2 (106). – С.142–146
24. Жуков Е.М., Оценка влияния трещин на устойчивость пород в кровле подготовительных выработок угольных шахт / Е.М. Жуков, И.А. Лугинин, Ю.И. Кропотов, К.А. Зырянов, В.В. Басов // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2015. – №4 (14). – С. 26–30

25. Зацепин А.С., Предотвращение пучения пород почвы в участковых подготовительных выработках // Записки Горного Института. – 2007. – Т.173. – С.41–43
26. Зубов В.П., Состояние и направления совершенствования систем разработки угольных пластов на перспективных угольных шахтах Кузбасса // Записки Горного института. – 2017. – Т.225. – С.292–297. DOI: 10.31897/PMI.2020.2.169.
27. Иванчин Е.А., Оценка устойчивости горных выработок / Е.А. Иванчин, А.А. Федюков, Т.А. Борисова // Известия вузов. Горный журнал. – 2014. – №5. – С.18–22
- 28. Ильинец А.А., Моделирование применения разгрузочных щелей для борьбы с пучением почвы выработок шахты «Талдинская-Западная 2» / А.А. Ильинец, А.А. Сидоренко // Экспериментальные и теоретические исследования в современной науке: сб. ст. по матер. XVII междунар. науч.-практ. конф. Новосибирск: СибАК. – 2018. – №8 (17). – С. 62–68**
- 29. Ильинец А.А., Оценка влияния тектонически напряженных и разгруженных зон на выемочные выработки угольных шахт // Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых: материалы XIII Всерос. науч.-техн. конф. г. Пермь. – 2020 г. – С. 233–238**
30. Ильина Е.С., Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах Кузбасса: шаг вперед в креплении горных выработок / Е.С. Ильина, А.С. Позолотин, Е.А. Разумов // Уголь. – 2011. – 11 (1028). – С.18–19
31. Ильяшов М.А., Обеспечение безопасности угледобычи с учетом развития очистных работ на соседних пластах // Записки Горного Института. – 2010. – Т.185. – С.148–151
32. Иоффе А.М., Оценка устойчивости горных выработок с использованием методов численного моделирования / А.М. Иоффе, Д.В. Величко // Вестник по материалам международной научно-технической конференции «Современные



технологии добычи и переработки полезных ископаемых». – 2015. – №4. – С.53–58

33. Казаков А.Н., Выявление тектонически-напряженных зон методом моделирования / А.Н. Казаков, В.Р. Рахимов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – №1. – С.75–83

34. Казанин О.И., Исследование влияния зон повышенного горного давления на показатели работы длинных очистных забоев при отработке свит угольных пластов / О.И. Казанин, А.А. Сидоренко, А.Ю. Ермаков, О.В. Ванякин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – №4. – С.21–25

**35. Казанин О.И., Контроль устойчивости выемочных выработок на шахтах АО «СУЭК-КУЗБАСС» с применением видеоэндоскопов / О.И. Казанин, А.А. Ильинец // Вестник КузГТУ. – 2020. – №2. – С.12–17.**

36. Казанин О.И., Методологические принципы выбора параметров эффективной технологии отработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2001. – №3. – С.178–181

37. Казанин О.И., Организационно-технологические принципы реализации потенциала современного высокопроизводительного очистного оборудования / О.И. Казанин, А.А. Сидоренко, А.А. Мешков // Уголь. – 2019. – №12. – С.4–13. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-12-4-13.

38. Казанин О.И., Организация непрерывного контроля за состоянием анкерной крепи горных выработок на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» / О.И. Казанин, Е.П. Ютяев, А.Ю. Ермаков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – №4. – С.253–256

39. Казанин О.И., Оценка влияния зон повышенного горного давления на эффективность отработки угольных пластов на шахте им. С. М. Кирова ОАО «СУЭК-Кузбасс» / О.И. Казанин, А.Ю. Ермаков, О.И. Ванякин // Горный

информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – №4. – С.18–22

**40. Казанин О.И., Численные исследования пучения почвы штреков при применении разгрузочных щелей на шахте «Талдинская-Западная 2» / О.И. Казанин, А.А. Сидоренко, А.А. Ильинец, В.Ф. Васильев // Известия ТулГУ. – 2018. – №3. – С.171–178**

41. Калинин С.И., Обоснование суточной добычи угля из лавы длиной 400 м в условиях шахты им. В.Д. Ялевского / С.И. Калинин, Г.Н. Роут, Ю.М. Игнатов, А.М. Черданцев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2018. – № 5. – С.27–34. DOI: 10.26730/1999-4125-2018-5-27-34.

42. Калинин С.И., Перспективы применения георадиолокации для определения состояния кровли шахтовых выработок / С.И. Калинин, Е.Ю. Пудов, Е.Г. Кузин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – №1. – С.297–299

43. Клыков А.Е., К расчету пучения почвы протяженной выработки / А.Е. Клыков, Г.В. Широколов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2016. – №4 (116). – С.43–48

44. Кокоев С.Г., Геомеханическое обоснование оптимальных параметров целиков при многоштрековой схеме подготовки угольных пластов // Записки Горного Института. – 2011. – Т.189. – С.226–228

45. Кострыкин А.П., Обзор применяемых методов контроля эффективности анкерного крепления / А.П. Кострыкин, К.В. Шайдулин, Е.Н. Ушаков, П.Е. Мерзляков // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2010. – №2. – С.207–211

46. Крекова А.В., К вопросу построения границ опасных зон у геологических нарушений // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – № 3. – 2009. – С.7–10

47. Кротов Н.В., Установление размеров угольных целиков при подготовке пластов парными выемочными выработками / Н.В. Кротов, Ф.П. Ивченко, Д.В. Сидоров // Записки Горного Института. – 2010. – Т.188. – С.125–126
48. Кузьмин Е.В., Рейтинговые классификации массивов горных пород и их практическое применение / Е.В. Кузьмин, А.Р. Узбекова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – №5. – С.181–185
49. Кузьмин С.В., Механизм развития пучения пород почвы и способы борьбы с ним / С.В. Кузьмин, И.А. Сальвассер, С.А. Мешков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 3. – С.120–126
50. Кузьмин С.В., Поиск перспективных способов борьбы с пучением пород почвы в горных выработках шахт ОАО «СУЭК-Кузбасс» / С.В. Кузьмин, И.А. Сальвассер // Маркшейдерский вестник. – 2014. – №3. – С.39–43
51. Кузьмин С.В., Разработка способа охраны подготовительных выработок с помощью компенсационных полостей при отработке мощных пологих угольных пластов: дис... канд. техн. наук / Санкт-Петербургский горный университет. Санкт-Петербург. – 2016. – 154с.
52. Лабшер Д.Х., Классификация MRMR для трещиноватых массивов горных пород / Д.Х. Лабшер, Я. Якубек // Underground mining methods. – 2001. – pp.475–482
53. Литвинский Г.Г., Методика оценки и критерии устойчивости горных выработок / Г.Г. Литвинский, Е.С. Смекалин, В.И. Кладко // Сборник научных трудов ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ». – 2020. – № 19 (62). – С. 5–14
54. Литвинский Г.Г., Проектирование формы и размеров горной выработки на ЭВМ / Г.Г. Литвинский, Е.С. Смекалин // сборник научных трудов ДонГТУ. – №2. – 2015. – С.13–22
55. Луганцев Б.Б., Обеспечение устойчивости подземных горных выработок в трещиноватом породном массиве: Автореф. дис... докт. техн. наук / Московский государственный горный университет. Москва. – 2001. – 32с.

56. Майборода А.А., Типизация геологических нарушений угольных пластов при их прогнозе методами шахтной геофизики / А.А. Майборода, М.Г. Тиркель // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. – 2011. – №9. – С.394–404
57. Мешков А.А., О рекордной длине и производительности очистного забоя шахты имени В. Д. Ялевского / А.А. Мешков, М.А. Волков, А.А. Ордин, А.М. Тимошенко, Д.В. Ботвенко // Уголь. – 2018. – №7. – С.4–7. DOI 10.18796/0041-5790-2018-7-4-7.
58. Мулёв С.Н., Старников В.Н., Романевич О.А. Современный этап развития геофизического метода регистрации естественного электромагнитного излучения (ЕЭМИ) / С.Н. Мулёв, В.Н. Старников, О.А. Романевич // Уголь. – №10 (1123). – 2019. – С.6–14
59. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль: Сборник документов. Серия 07. Выпуск 8. // М.: ЗАО "Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности", – 2010. – 214 с.
60. Павлович А.А., Методы определения прочностных свойств массива горных пород применительно к открытым горным работам // Записки Горного института. – 2010. – №185. – С.127–131
61. Пальцев А.И., Управление горным давлением при интенсивной отработке свит угольных пластов на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс»: Автореф. дис... канд. техн. наук / Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова. Санкт-Петербург. – 2011. – 20с.
62. Петухова И.М., Геодинамическое районирование недр / И.М. Петухова, И.М. Батугина // Методические указания. Л.: ВНИМИ, – 1990. – 127с.
63. Плотников Е.А., Отработка выемочных столбов в зонах ПГД и геологических нарушений с закладкой передовых выработок углепластом / Е.А. Плотников, В.В. Дырдин, А.В. Дягилева, И.С. Елкин // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2005. – №1. – С. 33–34
64. Полухин В.А., Влияние длины лавы и глубины ее расположения на устойчивость пород горных выработок / В.А. Полухин, А.А. Белодедов, В.В.

- Сащенко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2007. – № 12. – С.255–259.
65. Разумов Е.А., Оценка факторов сложности условий ведения горных работ на современных угольных шахтах // Уголь. – №10. – 2019. – С.16–21. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-10-16-21
66. Редькин Г.М., Показатели структурной раздробленности массивов горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2009. – №12. – С.219–225
67. Ремезов А.В., Исследование влияния опорного давления от очистного забоя и зон ПГД на горные выработки / А.В. Ремезов, В.В. Климов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – №4. – 2011. – С.40–43
68. Ремезов А.В., Многоштрековая подготовка угольных пластов / А.В. Ремезов, Ю.К. Севостьянов // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов: Сб. науч. статей СибГИУ. Новокузнецк. – 2012. – 320с.
69. Ремезов А.В., О технико-экономических показателях угледобывающих предприятий на примере шахт ООО "Компания "ЗапСибУголь" / Ремезов А.В. Устюгова Е.А // Вестник СибГИУ. – 2018. – №2 (24). – С.14–17
70. Розенбаум М.А., Исследования высоты расслоения пород кровли в горных выработках в зоне опорного давления / М.А. Розенбаум, С.М. Черняховский, Е.С. Савченко // Записки Горного Института. – 2011. – Т.190. – С.210–213
71. Руководство по безопасности «Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах, утвержденное приказом Ростехнадзора № 327 от 21 августа 2017 г.– Серия 05. Вып. 53 // М.: ЗАО НТЦ ПБ, – 2017. – 176с.
- 72. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ 2020613204. Программа для расчета смещений контура участковой подготовительной выработки при разработке свит пологих угольных**

пластов / А.А. Сидоренко, А.А. Ильинец, С.А. Сидоренко // Правообладатель: ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет». Заявка №2020612063. заявл. 26.02.2020. опубл. 11.03.2020. Бюл.№3. 17879 Кб

73. Сидоренко А.А., Обеспечение эксплуатационного состояния участковых выработок при отработке выемочных участков с увеличенными размерами / А.А. Сидоренко, Д.В. Белова, А.А. Ильинец // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – №5. – 16с.

74. Сидоров Д.В., Методическое обеспечение расчета системы неудароопасных целиков при многоштрековой подготовке выемочных столбов // Записки Горного Института. – 2013. – Т.205. – С.145–147

75. Сидоров Д.В., Научно-методическое обоснование параметров податливых междукамерных целиков при камерно-столбовой системе разработки удароопасных рудных месторождений на больших глубинах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – №12. – С.28–31

76. Смирнов А.В., Особенности напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности системы «лава-парные штреки» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № 8. – С.37–44

77. СП 91.13330.2012. Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80 // МРРРФ. – 2012. – 58с.

78. Ставрогин А.Н., Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня // М.: Недра. – 1985. – 271с.

79. Строкова, Л.А., Определение параметров для численного моделирования поведения грунтов. Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2008. – №313 (1). – С.69–74

80. Ткачев В.А., Исследование влияния горно-геологических и горнотехнических факторов на пучение почвы подготовительных выработок /

- В.А. Ткачев, В.Г. Черных, Ю.А. Прозорова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 4. – С.338–343.
81. Трушко О.В., Методики натурных исследований воздействия динамических явлений на горные выработки // European research. – 2015. – 1 (2). – С. 15–18
82. Трушко О.В., Обеспечение устойчивости горных выработок / О.В. Трушко, Д.Н. Петров, А.В. Стрелецкий // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2012. – №2. – С.51–55
83. Указания по управлению горным давлением в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты угольных пластов мощностью до 3,5 м с углом падения до 35° // Л. – 1984. – 62с.
84. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах». – Серия 05, Выпуск 42. ЗАО «НТЦ ПБ». – 2015. – 186с.
85. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности в угольных шахтах». Серия 05. Выпуск 40. – 2-е изд., испр. – М.: ЗАО «Научно-технологический центр исследований проблем промышленной безопасности». – 2016. – 200с.
86. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок». Серия 05. Документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в угольной промышленности. Выпуск 21. М.: ЗАО НТЦ ПБ, – 2012. – 126с.
87. Федоров А.С., Разработка способов снижения отрицательного влияния межучастковых целиков на ведение горных работ по сближенным пластам: дис... канд. техн. наук. / Санкт-Петербургский горный университет – Санкт-Петербург. – 2019 – 109с.

88. Халимендик Ю.М., Шахтные исследования состояния наклонных выработок / Ю.М. Халимендик, В.Ф. Панибратченко, Р.Н. Терещук, Е.А. Колесниченко, А.Е. Григорьев // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. 2011. – 94. – 11с.
89. Харитонов И.Л., Исследование геомеханической безопасности в очистном забое 50-03 при высокопроизводительной отработке пласта 50 в условиях шахты им. В.Д. Ялевского / И.Л. Харитонов, А.М. Черданцев, И.П. Тациенко // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2017. – №6. – С.97–108.  
DOI: 10.26730/1999-4125-2017-6-97-108.
90. Цай Б.Н., Влияние разгрузочных щелей на образование условной зоны неупругих деформаций пород вокруг выработки / Б.Н. Цай, И.Б. Бахтыбаев // КГТУ. Труды университета. – 2007. – С.21–24
91. Цирель С.В., Прогнозная оценка геодинамической опасности при проектировании горных работ / С.В. Цирель, А.Н. Шабаров, А.А. Просветова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №4. – С.323–326
92. Черняк И.Л., Повышение устойчивости подготовительных выработок // М.: Недра. –1993. – 256с.
93. Черняк И.Л., Предотвращение пучения почвы горных выработок // М.: Недра. – 1978. – 237с.
94. Шабаров А.Н., Обеспечение геодинамической безопасности при подземной разработке месторождений / А.Н. Шабаров, С.В. Цирель // Горный журнал. – 2017. – №9. – С.65–70. DOI: 10.17580/gzh.2017.09.12
95. Шашенко А.Н., Оценка устойчивости естественных и искусственных породных откосов / А.Н. Шашенко, А.С. Ковров // Сборник ИГТМ. – 2010. – №91. – С.43–54
96. Ютяев Е.П., Обоснование технологии интенсивной подземной разработки высокогазоносных угольных пластов: дис... докт. техн. наук /



- Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева.  
– Кемерово. – 2018. – 461с.
97. Якоби О., Практика управления горным давлением // М.: Недра. – 1987.  
– 566с.
98. Янак А.С., Проблема анкерного крепления горных выработок угольных шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – №3. – С.96–97
99. Bieniawski Z. T., Engineering Rock Mass Classifications // New York : John Wiley & Sons, – 1989. – 251p.
100. Buddery P., A Continuing roof and floor monitoring systems for tailgate roadways / P. Buddery, C. Morton, D. Scott, N. Owen // Proceedings of the 18th Coal Operators' Conference, Mining Engineering, University of Wollongong. – 7-9 February 2018. – pp.72–81
101. Coal Age - Longwall production remains steady - January/February 2019. pp. 24-28. URL: <https://www.coalage.com/flipbooks/january-february-2019> (дата обращения 29.04.2021)
102. Daigle L., Experience of monitoring shear movements in the overburden strata around longwall panels / L. Daigle, K. Mills // Proceedings of the 17th Coal Operators' Conference, Mining Engineering, University of Wollongong. – 8-10 February 2017. – pp.125–137
103. Gabov V.V., Peculiarities of stress field formation during cutting isotropic material by mining machine cutters / V.V. Gabov, D.A. Zadkov // IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science. – 2017. – 87 22007. – pp.1–6
104. Galvin J.M., Ground Engineering. Principles and Practices for Underground Coal Mining // Australia: Springer. – 2016. – 693p.
105. Gao Y., Analysis and Optimization of Entry Stability in Underground Longwall Mining / Y. Gao, D. Liu, X. Zhang, M. He // Sustainability. – 2017. – №9. – pp.2079. <https://doi.org/10.3390/su9112079>

106. Gong P., Floor heave mechanism of gob-side entry retaining with fully-mechanized backfilling mining / P. Gong, Z. Ma, X. Ni, R. R. Zhang // *Energies*. – 2017. – 10(12). – 19p. DOI:10.3390/en10122085.
107. Gospodarikov A.P., Mathematical modeling of boundary problems in geomechanics. / A.P. Gospodarikov, M.A. Zatsepin // *Gornyi Zhurnal*. – 2019. – №12. – pp.16–20. DOI: 10.17580/gzh.2019.12.03
108. Hoek E., *Practical Rock Engineering* // London: Institution of Mining and Metallurgy. – 2002. – 325p.
- 109. Ilinets A.A., Computer modelling of a floor heave in coal mines / A.A. Ilinets, A.A. Sidorenko, A.G. Sirenko // *Journal of Physics: Conference Series*. – 2019. –1333. – 032028. – 5p.**
110. Kazanin O.I., Organizational and technological principles of realization of the modern high productive longwall equipment capacity / O.I. Kazanin, A.A. Sidorenko, A.A. Meshkov // *Ugol*. – 2019. – №12. – pp.4–13
111. Le Quang P., Design a Reasonable Width of Coal Pillar Using a Numerical Model. A case study of Khe Cham basin, Vietnam / P. Le Quang, V. Zubov, D. Thang // *E3S Web of Conferences*. – 2020. – №174. – 10p. DOI: 10.1051/e3sconf/202017401043
112. Lubosic Z., The influence of in-situ rock mass stress conditions on deformation and load of gateroad supports in hard coal mine / Z. Lubosic, P. Waclawik, P. Horak, A. Wrana // *Procedia Engineering*. – 2017. – 191. – pp.975–983
113. Lynch R., A continuing roof and floor monitoring systems for tailgate roadways // *Proceedings of the 18th Coal Operators' Conference, Mining Engineering, University of Wollongong*. – 7-9 February 2018. – pp.31–38
114. Nikiforov A.V., Analysis of multiple seam stability / A.V. Nikiforov, E.A. Vinogradov, A.A. Kochneva // *International Journal of Civil Engineering and Technology*. – 2019. – № 2 (10). – pp.1132–1139
115. Peng Syd S., *Coal Mine Ground Control* // West Virginia University. – 2008. – 750p.

116. Shuai Y., Investigation of multi entry gateroad layout in high gassy coal mines / Y. Shuai, C. Yong; Z. Zi-Zheng // Journal of China Coal Society. – 15 October 2013. – Vol.38, №9. – pp.1557–1562
117. Sidorenko A. A., Underground mining of multiple seam of coal / A.A. Sidorenko, V.V. Ivanov // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences, – 2016, – 11 (7), – pp.4448–4454.
118. Sidorenko A.A., Computer modeling of rock massif stress condition for mining planning on over-worked seam / A.A. Sidorenko, V.V. Ivanov, S.A. Sidorenko // Journal of Physics: Conference Series. – 2020. – 1661(1). – 6p.
119. Sidorenko A.A., Stability of undermining seam panel entries at retreating longwall multiple mining / A.A. Sidorenko, J.M. Sishchuk // Research Journal of Pharmaceutical, Biological and Chemical Sciences. – 2016. – №7 (2). – pp.927–935
120. Stebnev A.V., Analysis of operation of powered longwall systems in mines of SUEK-Kuzbass / A.V. Stebnev, S.G. Mukhortikov, D.A. Zadkov // Eurasian Mining. – 2017. – №2. – pp.28–32. DOI: 10.17580/em.2017.02.07
121. Tati B.B., Multi-seam coal mining // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 2011. – vol. 111. – pp.231–242
122. Zhang C., A Numerical Study of Stress Distribution and Fracture Development above a Protective Coal Seam in Longwall Mining / C. Zhang, L. Yu, R. Feng, Y. Zhang, G. Zhang // Processes. – 2018. – №6. – pp.146. <https://doi.org/10.3390/pr6090146>
123. Zhu W., Mechanism and control of roof fall and support failure incidents occurring near longwall recovery roadways / W. Zhu, J. Xu, G. Xu // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2017. Vol.117. Issue 11. pp.1063–1072
124. Zubov V.P., Resource-saving underground mining technologies for sheet deposits // Gornyi Zhurnal. – 2017. – №4. – pp.95–97. DOI: 10.17580/gzh.2017.04.19