

Федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего образования  
“Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева”

На правах рукописи

Ушаков Сергей Юрьевич

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УСТРОЙСТВ РАЗУПРОЧНЕНИЯ  
ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЙКОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ДЛЯ РАЗРУШЕНИЯ  
РЕЗАНИЕМ**

Специальность: 05.05.06 - «Горные машины»

Диссертация на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Научный руководитель:  
Хорешок Алексей Алексеевич,  
доктор технических наук,  
профессор

Кемерово – 2018

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА РАЗРУШЕНИЯ РЕЗАНИЕМ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ПОРОДНЫМИ ПРОСЛОЙКАМИ .....	9
1.1 Анализ показателей эксплуатации очистных комбайнов в шахтопластах с высокой сопротивляемостью резанию.....	11
1.2 Оценка области применения способов и средств разупрочнения породных прослоек угольных пластов .....	15
1.3 Особенности процесса разрушения породных прослоек угольных пластов исполнительными органами очистных и проходческих комбайнов .....	20
1.4 Опыт и перспективы применения методов флюидо- и гидроразрыва для разупрочнения породных прослоек угольных пластов.....	24
1.5 Выводы .....	34
2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ СНИЖЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЕК УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРОПИТКОЙ ВОДНЫМИ РАСТВОРАМИ.....	36
2.1 Особенности строения угольного пласта шахты “Романовская” .....	36
2.2 Методика лабораторных исследований изменения физико-механических свойств породного прослойка при пропитке водой и водными растворами .....	37
2.3 Результаты исследования изменения физико-механических свойств образцов породного прослойка от воздействия водой.....	41
2.4 Результаты исследования изменения физико-механических свойств образцов породного прослойка от воздействия раствором соляной кислоты....	45
2.5 Выводы .....	49
3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ КЛАПАНОВ–СИНХРОНИЗАТОРОВ ДЛЯ ПРОПИТКИ ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЕК ВОДНЫМИ РАСТВОРАМИ.....	50

3.1	Обоснование параметров герметизирующего устройства для поинтервального гидроразрыва породного прослойка .....	50
3.2	Стендовые исследования режимов работы клапанов – синхронизаторов .	54
3.3	Конструкция уравновешенного герметизатора и лабораторные исследования режимов его работы.....	60
3.4	Разработка схемы заложения шпуров в породном прослойке для проведения поинтервальных гидроразрывов в шахтных условиях.....	63
3.5	Теоретические исследования работы синхронизирующего устройства.....	71
3.6	Лабораторные исследования уравновешенного герметизатора с клапаном-синхронизатором.....	74
3.7	Теоретическое исследование пропускной способности клапана–синхронизатора КС-1 с измененной схемой установки.....	78
3.8	Выводы .....	82
4	РЕЗУЛЬТАТЫ ШАХТНЫХ ИСПЫТАНИЙ УСТРОЙСТВ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЙКОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ .....	83
4.1	Разработка порционеров непрерывного действия для нагнетания раствора соляной кислоты.....	83
4.2	Оборудование для проведения поинтервальных гидроразрывов.....	89
4.3	Результаты второго этапа шахтовых экспериментов в лаве №2 пласта “Абрамовский” .....	92
4.4	Выводы .....	97
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	98
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	100

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы исследования.** Вследствие постепенного истощения запасов угля и ухудшения горно-геологических условий его добычи шахты Кузбасса переходят к отработке угольных пластов с породными прослойками и локальными твердыми включениями. Особенно это характерно для мощных угольных пластов, объем отработки которых возрастает пропорционально росту технических возможностей механизированных крепей.

Высокая прочность и абразивность породных прослойков и различного вида включений в угольных пластах оказывают негативные влияния на экономические показатели горных работ, приводит к росту динамических нагрузок на исполнительные органы горных машин, снижая их надежность и гарантированную долговечность. Кроме того, многократно увеличивается расход режущего инструмента.

Одним из наиболее перспективных способов разупрочнения горных пород, с точки зрения безопасности, производительности и экологичности, является метод направленного гидроразрыва (НГР). Однако, данная технология не позволяет значительно снизить прочность породных прослойков, с точки зрения их физико-механических свойств. Кроме того, существующие конструкции герметизирующих устройств не предназначены для проведения поинтервальных гидроразрывов в массиве с различными прочностными характеристиками. В связи с этим, проведение исследований по поиску направлений совершенствования способов и средств разупрочнения породных прослойков в угольных пластах для метода поинтервального гидроразрыва является актуальной задачей.

**Степень разработанности.** Разработкой способов и средств реализации направленного гидроразрыва, в разное время, занимались О.И. Чернов, В.И. Клишин, Г.Я. Полевщиков, Ю.М. Леконцев и др. Исследования, проведенные этими учеными, заложили фундаментальные основы применения НГР для разупрочнения труднообрушаемых кровель и снижения опорного давления в зоне очистных за-

боев. Однако, авторы этих исследований не рассматривали весьма сложные и специфические вопросы разупрочнения породных прослоек угольных пластов, снижающих производительность горных машин и экономические показатели работы забоев.

**Цель работы:** выбор и обоснование параметров устройства разупрочнения породных прослоек угольных пластов для последующего разрушения резанием.

**Идея работы** заключается в снижении прочности породных прослоек угольных пластов предварительным образованием в них искусственных полостей и трещин устройствами для проведения поинтервального гидроразрыва с последующей пропиткой водными растворами.

**Задачи работы:**

1. Установить критерии влияния на прочность породных прослоек угольных пластов их пропитки водными растворами с безопасным химическим составом.
2. Определить рациональные конструктивные параметры уравновешенного герметизатора для поинтервального гидроразрыва и пропитки химическими растворами скважин в породных прослойках угольных пластов.
3. Разработать лабораторный стенд для исследования режимов работы герметизирующих устройств при имитации гидроразрыва и пропитки породных прослоек угольных пластов.
4. Провести шахтное исследование работы комплекса устройств разупрочнения породного прослойка и оценить влияние его пропитки на производительность очистного комбайна.

**Методы исследований.** Сравнительный анализ физико-механических свойств образцов породных прослоек угольных пластов до и после пропитки водными растворами в лабораторных условиях. Моделирование режимов работы уравновешенного герметизатора на лабораторных стендах. Анализ результатов шахтных исследований эффективности трещинообразования и разупрочнения породного прослойка.

**Научные положения, выносимые на защиту:**

1. Закономерности снижения прочности породных прослоек угольных пластов от времени пропитки водными растворами до уровня, достаточного для разрушения режущими органами горных машин, описываются обратно-пропорциональными зависимостями, а увеличения глубины пропитки от времени максимального насыщения имеют вид восходящих логарифмических кривых с продолжительностью до пяти суток.
2. Исключение вибрации в гидравлической системе уравновешенного герметизатора и устойчивая его работа достигаются уравниванием скоростных напоров жидкости с подводящей и отводящей сторон клапана-синхронизатора.
3. Предварительное разупрочнение породных прослоек угольных пластов методом поинтервального гидроразрыва с пропиткой водными растворами снижает исходную прочность на сжатие с  $\sigma_{сж} = 43,3-47,5$  МПа до  $\sigma_{сж} = 21-23$  МПа (более, чем в 2 раза) и повышает эксплуатационную производительность очистного комбайна с режущим инструментом в 1,4–1,6 раза.

**Научная новизна:**

- впервые установлено, что для снижения прочности породного прослойка угольного пласта до значений, обеспечивающих применение механического способа разрушения резанием необходима предварительная пропитка водно-кислотными растворами с концентрацией соляной кислоты 5–15 %;

- установлено, что устойчивое снижение уровня вибрации гидросистемы нагнетания водно-кислотных растворов в скважины поинтервального гидроразрыва обеспечивается применением клапана-синхронизатор с обратной схемой установки запирающего элемента и проходным отверстием 4,5–4,8 мм при расходе рабочей жидкости от 20 до 40 л/мин;

- определены рациональные параметры сетки проведения поинтервальных гидроразрывов, которые характеризуются шагом заложения скважин по длине очистного столба – 10 м, интервалом гидроразрывов по длине скважины – 2–3 м и реализацией поинтервальных гидроразрывов за 5 суток до подхода очистного забоя.

**Достоверность** научных положений обеспечивается представительным объемом лабораторных исследований взаимодействия образцов породного массива с водными растворами и режимов работы герметизирующих устройств; применением современной аппаратуры и методов обработки экспериментальных данных; высокой сходимостью результатов теоретических, лабораторных и исследований в шахтных условиях.

**Личный вклад автора** заключается: в определении рационального состава рабочей жидкости для разупрочнения породного прослойка в угольном массиве; в разработке и исследовании режимов работы герметизирующего устройства; проведении шахтных исследований по реализации способа поинтервального гидроразрыва. В работах, опубликованных в соавторстве, соискателю принадлежит формализация поставленных задач, обобщение и анализ полученных результатов.

**Теоретическая значимость** заключается в теоретическом обосновании основных параметров клапана-синхронизатора, обеспечивающих его стабильную работу при требуемых расходах и обосновании рационального интервала бурения скважин в породном прослойке по длине угольного столба и шага поинтервального гидроразрыва по длине скважины.

**Практическая значимость работы.** Основные результаты диссертационных исследований, позволяющие снизить прочность породных прослоек угольного пласта в зависимости от режима насыщения горных пород водными растворами с применением предложенной универсальной конструкции уравновешенного герметизатора при проведении поинтервальных гидроразрывов, рекомендованы к использованию на угольных шахтах для повышения производительности очистных комбайнов, отрабатывающих угольные пласты с породными прослойками.

**Реализация выводов и рекомендаций работы.** Основные положения и результаты исследований использовались при разработке проектов по применению метода разупрочнения породного прослойка на шахте “Романовская”.

**Апробация работы.** Основное содержание работы и отдельные ее положения докладывались и получили одобрение на XIII Международной научно – прак-

тической конференции “Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири” (Сибресурс – 2010) (Кемерово, 2010 г.), «Перспективы инновационного развития угольных регионов России» (Прокопьевск, 2014 г.), международном научном симпозиуме «Неделя горняка-2015, 2016» (Москва, 2015-2016 г.), XXVII Международной научно– практической конференции «Новое слово в науке и практике: гипотезы и апробация результатов исследований» (Новосибирск, 2016), II Международный инновационный горный симпозиум (Кемерово, 2017).

**Публикации.** Всего по теме диссертации опубликовано 8 работ, из них 6 в изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

**Структура и объем работы.** Работа состоит из введения, четырех разделов и заключения, изложенных на 111 страницах машинописного текста, включает 11 таблиц, 48 рисунков и список литературы из 112 наименований.

## 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА РАЗРУШЕНИЯ РЕЗАНИЕМ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С ПОРОДНЫМИ ПРОСЛОЙКАМИ

По оценкам специалистов в Кузбасском угольном бассейне 13,5 % шахтопластов относятся к V и выше классу с высокой сопротивляемостью резанию ( $A > 240$  кН/м) [1–5]. Однако ряд шахт отрабатывает угольные пласты с породными прослойками прочностью  $f = 3–8$  ед. и сопротивляемостью резанию до  $A = 830$  кН/м, то есть прочностные характеристики прослоек в 3–7 раз превосходят аналогичные показатели углей. К таким шахтам, в частности, относится ОАО шахта “Романовская-1”, на которой породный прослойк представляет собой переходную структуру алевролит – песчаник прочностью  $f = 3–8$  ед. и достигает мощности 600 мм.

По некоторым данным энергоемкость выемки угля в подобных условиях возрастает в 2,5–3 раза, расход инструмента увеличивается в 3–4,5 раза, а скорость подачи комбайна снижается в 2–2,5 раза [4].

Это обстоятельство значительно снижает эффективность добычи вследствие частых вынужденных остановок очистного комбайна, вызванных необходимостью замены его режущего инструмента, так как основным способом обработки данных пластов является резание и ударное разрушение угольного массива шнековыми исполнительными органами очистных угольных комбайнов [5, 6]. В свою очередь остановки механизированного комплекса, кроме прямых затрат, связанных с повышенной периодичностью замены режущего инструмента и простоя по этой причине забоя, вызывает повышение концентрации горного давления в области очистного забоя и на секции механизированной крепи, что значительно усложняет дальнейшую работу комплекса.

Вышеперечисленные причины заставляют искать более эффективные способы обработки таких пластов.

В настоящее время применяются три основных способа разупрочнения породного массива: метод, основанный на воздействии электрическим полем; второй

метод – буровзрывной и третий – химический. Одним из химических способов является метод, основанный на вымывании из кристаллической решетки породы кальцитов кислотными составами. В результате таких реакций кристаллическая решетка становится более хрупкой, следовательно, снижается прочность породного массива и энергозатраты на его механическое разрушение. Исследованию данного вопроса посвящена часть данной работы.

К химическому способу также можно отнести и метод разрушения прочных пород быстро расширяющимися составами (БРС), в основе которого лежит свойство некоторых составов веществ значительно увеличивать свой объем при взаимодействии с водой [7, 8].

Проблеме совершенствования, в первую очередь, исполнительного органа, как наиболее нагруженного узла очистного комбайна и предложения других механических способов разрушения породного прослойка посвящено большое количество научных работ [9-17]. В них предлагаются как различные схемы отбойки угольной пачки, так и варианты расположения зубков на исполнительном органе, их геометрии и т. д. Большой вклад в исследование данного вопроса внесли такие известные ученые как Барон Л.И., Протоdjяконов М.М., Солод В.И., Александров Б.А., Сафохин М.С., Чернов О.И., Клишин В.И., Леконцев Ю.М. и др.

В настоящее время пласты с породными прослойками в основном обрабатываются механизированными комплексами импортного (JOY, DBT и др.), реже – российского, производства. К преимуществам импортной техники относятся – высокая производительность, вследствие увеличившейся мощности приводов (с  $\approx 44$  кВт у комбайна УДК до 1500 кВт у комбайнов 7LS7, 7LS8) и их надежность, вследствие использования высококачественных материалов и новейших технологий. Кроме того, отработка пластов с применением зарубежных комплексов значительно повышает безопасность ведения горных работ, производительность в совокупности с автоматизацией всех процессов по угледобыче.

## 1.1 Анализ показателей эксплуатации очистных комбайнов в шахтопластах с высокой сопротивляемостью резанию

Параллельно развитию технических характеристик очистных комбайнов идет развитие горного инструмента [18], играющего значительную роль в процессе отделения полезного ископаемого от массива.

К горным инструментам относятся рабочие инструменты, применяемые для разрушения пород горными машинами.

Увеличивающаяся мощность приводов комбайнов ведет к значительному увеличению нагрузок на резцы, которые испытывают переменные по направленности нагрузки с пиками в 5 и более раз превышающими средние величины. Таким образом, к горным инструментам предъявляются следующие требования по прочности, производительности и износостойкости:

- высокая эффективность разрушения горного массива с минимальными затратами энергии;
- высокая сортность добываемого полезного ископаемого;
- минимальное пылеобразование;
- прочность и износостойкость твердого сплава;
- простота и надежность закрепления;
- возможность быстрой замены при износе и т. д.

В настоящее время в качестве горного инструмента на очистных комбайнах наиболее широко используются тангенциальные поворотные резцы (ТПР), конструкции которых интенсивно развиваются с середины 60 – х годов прошлого столетия [19, 20]. На рисунке 1.1 представлена первая конструкция ТПР, разработанная А. Снайпом в 1966 г.

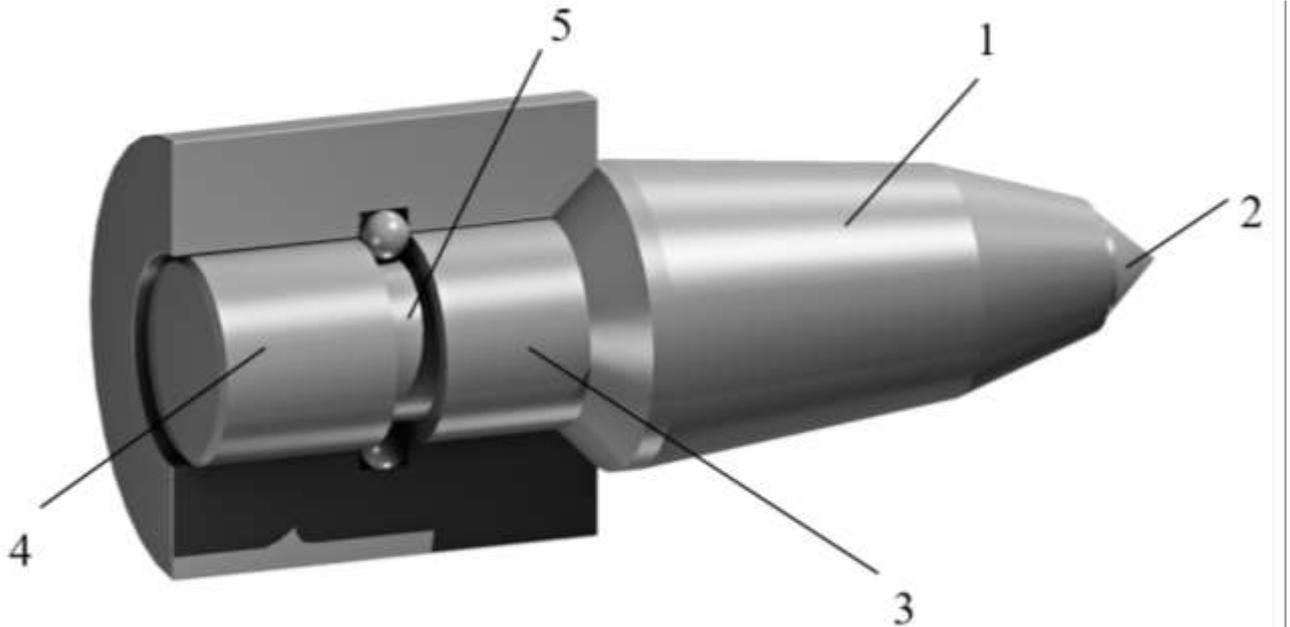


Рисунок 1.1. – Внешний вид поворотного тангенциального резца. 1 – конусная рабочая головка; 2 – твердосплавный керн; 3 – цилиндрическая державка; 4 – хвостовик; 5 – кольцевая проточка

Большой вклад в развитие данного направления горного машиностроения внесли отечественные исследователи, ученые, конструкторы, такие как Александров Б.А., Сафохин М.С. (КузГТУ), Мельников А.Н., Крапивин М.Г. (ФГУП ННЦ ГП ИГД им. А.А. Скочинского) и др. [21- 24].

Основным преимуществом тангенциальных поворотных резцов является эффект “самозатачивания” (обеспечивается непрерывным вращением инструмента), который исключает односторонний износ инструмента, тем самым повышается его длительная работоспособность.

Одним из направлений совершенствования технических свойств резцов является повышение равномерности износа резцов за счет, например, более частого вращения. Это достигается путем создания горного инструмента сложного сечения [25, 26]. На рисунке 1.2 представлен пример резца, который по сравнению с резцом, представленным на рисунке 1.1, обладает большей работоспособностью, вследствие наличия проточек на поверхности рабочей конусной головки 1, обеспечивающих более интенсивное вращение за счет меняющихся сил трения и внецентренности нагружения [25].

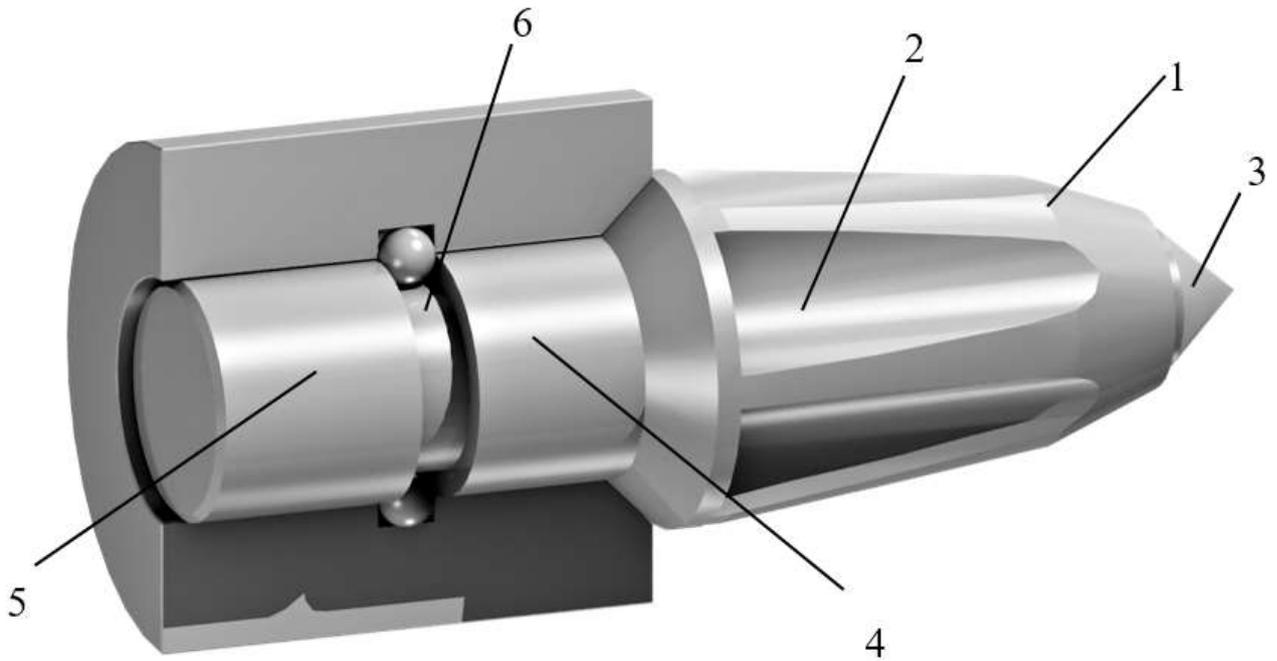


Рисунок 1.2. – Тангенциальный поворотный резец с продольными проточками; 1 – конусная рабочая головка; 2 – продольные проточки; 3 – твердосплавный керн; 4 – цилиндрическая державка; 5 – хвостовик; 6 – кольцевая проточка

Однако, возможности развития данного направления с целью повышения эффективности разрушения, как угольного массива, так и породных включений полностью не исчерпаны и этому вопросу далее будет посвящена часть данной работы.

В настоящее время в Кузбассе принят следующий типоразмерный ряд тангенциальных поворотных резцов [27], приведенный в таблице 1.1.

Таблица 1.1. Основные размеры ТПР и применимость резцов к определенным типам комбайнов

№	Тип резца	Конструктивные параметры тангенциальных поворотных резцов				Тип комбайна
		Ø хвостовой части, мм	Длина хвостовой части, мм	Длина головной части, мм	Ø вставки, мм	
1	РШ 25-65/12	25	65	58	12	1ГПКС, 12СМ18, 14СМ15, КШЗМ
2	РШ 25-65/16 SK	25	65	63	16	
3	РШ 25-65L68/16 SK	25	65	68	16	
4	РШ 30-72L80/16 SK	30	72	80	16	АВМ-20, ЕL3000, 4LS20
5	РШ 30-72L90/17.5	30	72	90	16	

№	Тип резца	Конструктивные параметры тангенциальных поворотных резцов				Тип комбайна
		Ø хвостовой части, мм	Длина хвостовой части, мм	Длина головной части, мм	Ø вставки, мм	
6	РШ 30-75L90/16 SK	30	75	90	16	S-200, KSW-
7	РШ 30-75/16	30	75	70	16	460,475,500; SM-130
8	РШ 30-75/17.5	30	75	90	17.5	
9	РШ 30-75/25	30	75	70	25	
10	РШ 30-78/16 SK	30	78	75	16	12CM15
11	РШ 30-80/16	30	80	75	16	ЕТ-120(210)
12	РШ 32-70/16 SK	32	70	75	16	К-500, 2ГШ68, 1КШЭ, КШЗМ, МВ12, KSW-500
13	РШ 32-70/16	32	70	75	16	
14	РШ 32-70L90/16 SK	32	70	90	16	4LS5, МВ12,
15	РШ 32-75/16	32	75	80	16	KGS, 4ПП2М, LH-1300
16	РШ 32-78/16	32	78	80	16	KGS, KSW- 460
17	РШ 32-78L90/16 SK	32	78	90	16	
18	РШ 32-80L90/16SK	32	80	90	16	
19	РШ 32-80/16	32	80	85	16	
20	РШ 32-85L90/16SK	32	85	90	16	П-110, 220
21	РШ 33-85/16	33	85	70	16	КСП-32
22	РШ 35-95/16	35	95	102	16	6LS5
23	РШ 38-110/16	38	110	92	16	SL300(500)
Примечание: SK – обозначение соответствует “грибковой” форме твердосплавной вставки; без обозначения – цилиндрической						

При работе в прочных породах рекомендуется использовать грибковый твердый сплав [25, 26]. Это обусловлено тем, что благодаря зауженной посадочной ча-

сти твердосплавной вставки, более широкая ее часть защищает паяную поверхность, тем самым, предотвращая вылом вставки при абразивном износе корпуса резца вокруг нее.

## 1.2 Оценка области применения способов и средств разупрочнения породных прослоек угольных пластов

Буровзрывной метод разупрочнения породного прослойка [28–30] может быть достаточно эффективным на шахтах не опасных по газу и пыли, количество которых в Кузбассе крайне незначительно. Однако на данном этапе развития горной науки буровзрывные технологии разупрочнения горных пород являются практически безальтернативными и в шахтах, опасных по газу и пыли, ввиду высокой степени совершенства данных работ. Основным преимуществом взрывного способа является выделение огромной энергии за короткий промежуток времени, превышающей в миллион раз все известные источники энергии [28]. Существует довольно большое количество отработанных технологий, учитывающих многие параметры как среды, в которых производятся взрывы, так и параметры взрывчатых веществ (ВВ), позволяющих снизить опасность произвольных взрывов или отказов.

Буровзрывные способы различаются по способу зарядки скважин [28], по схемам их заложения и т.д. В основе буровзрывных способов, расчете параметров взрыва и в выборе схемы расположения скважин, лежат прочностные характеристики массива, в котором предполагается проведение взрывных работ, а также их природная трещиноватость.

В таблице 1.2 представлена классификация горных пород по трещиноватости [29], а в таблице 1.3 по крепости, разработанная М.М. Протодьяконовым.

Природная трещиноватость горного массива имеет большое значение, так как обуславливает рассеивание энергии взрыва по трещинам и как следствие снижение эффективности разрушения [29, 30].

Таблица 1.2. Классификация горных пород по трещиноватости

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость, м <sup>-1</sup>	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, мм			
				300	500	700	1000
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	<0,1	Более 10	До 10	До 5	Близкое к нулю	Нет
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1-0,5	2-10	10-70	5-40	<30	<5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5-1,0	1-2	70-100	40-100	30-80	5-40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0-1,5	1,0-0,65	100	100	80-100	40-100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	>1,5	<0,65	100	100	100	>100

Таблица 1.3. Классификация горных пород по крепости

Категория	Степень крепости породы	Породы	Коэффициент крепости f
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитные породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец; менее крепкие, нежели указанные выше кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитные породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит. Колчеданы	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец. Некрепкие песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3

Категория	Степень крепости породы	Породы	Коэффициент крепости $f$
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь, крепкий нанос, глинистый грунт	1
VIIa	То же	Мягкая песчаная глина, лесс	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля, торф, мягкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мягкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт разжиженный лесс и другие разжиженные грунты	0,3

К недостаткам этих способов, помимо их опасности, безусловно, относятся:

1. Вся выделяемая при взрыве энергия поглощается близлежащей к скважине толще массива. Вследствие этого прискважинная зона эффективно разрушается лишь в радиусе равном, приблизительно 10 диаметрам скважины;
2. Мощность зарядов ВВ для разрушения твердых включений в угольном массиве весьма ограничена, следовательно, необходимо, для разупрочнения породного прослойка, проводить большой объем буровых работ, а после отпалки еще требуется длительный период времени на проветривание очистного забоя;
3. Эффективность действия ВВ зависит от качества герметизации заряда в скважине.

С учетом всех вспомогательных работ и указанных недостатков эффективность разупрочнения породного прослойка с использованием буровзрывных методов значительно снижается.

Способ направленного разрушения горных пород в электрическом поле высокой частоты был предложен коллективом ФГУП ННЦ ГП ИГД им. А.А. Скочинского [31]. Сущность данного метода заключается в том, что для разрушения гор-

ной породы в нужном направлении используется сформированное в этом направлении высокочастотное электрическое и вызываемое им температурное поле. В результате этого происходит тепловой пробой, вследствие которого в породе образуется токопроводящий канал. В этот канал направляется мощный поток электрической энергии, с помощью которой происходит нагрев и раскол куска породы [31 – 33]. Порода разрушается за счет температурных напряжений, вызванных неравномерным нагревом куска в непосредственной близости от рабочих электродов [31, 34 – 35]. Схема направленного раскола прочных пород направленным электрическим полем переменной частоты представлена на рисунке 1.3.

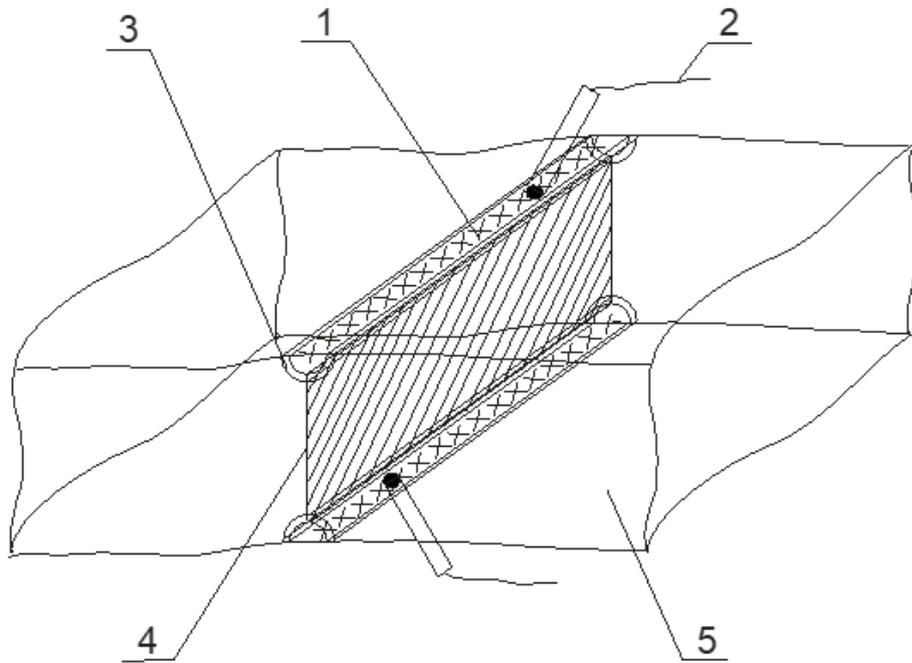


Рисунок 1.3. – Схема направленного разрушения горных пород в электрическом поле высокой частоты. 1 – полосы токопроводящего покрытия, 2 – электрические провода, 3 – температурное поле, 4 – трещина направленная, 5 - блок

На поверхность блока наносят тонкие полосы токопроводящего покрытия 1, с помощью метода металлизации поверхности специальным плазменным устройством, газовой горелкой, нанесением токопроводящей краски, пасты и т. д. Затем к ним присоединяются провода 2 от высокочастотного генератора, и включается ток. В зоне действия электрического поля происходит неравномерный диэлектрический

нагрев части породы, лежащей под покрытием, в результате чего создается температурное поле 3, определенной формы и возникают температурные напряжения, приводящие к расколу в заданном направлении 4 блока 5.

Поверхность раскола породы при применении такого метода оказывается ровной, высокого качества, время раскола, например, для гранита (Янцевский) размерами 80x40x50 см составило  $\approx 4,5$  мин.

Вследствие своей высокой экологичности данные методы активно развиваются, появляются новые технологии, учитывающие состав массива, а именно, наличие минералов – ферромагнетиков, либо их отсутствие. Создаются различные устройства для разрушения массива импульсными электромагнитными разрядами на основе разнообразных моделей образования трещин. Такие работы ведутся, в частности, в Московском государственном горном университете, Кузбасском государственном политехническом университете [36 – 40].

Однако, невозможность реализации данного метода в условиях подземной добычи полезных ископаемых, вследствие опасности взрыва метана, а также безгранично возрастающая стоимость оборудования с увеличением расстояния между электродами нивелируют все его преимущества. Таким образом, применение способа разрушения прочных горных пород в электрическом поле высокой частоты обосновано для обработки блочного камня небольших габаритов.

Одним из способов, которые можно отнести к химическим, является метод разрушения прочных горных пород невзрывчатыми расширяющимися составами (НРС). В основе этого способа лежит реакция гидратации [41 – 43], основанная на смешивании некоего негорючего, невзрывчатого порошка с водой. В результате такой реакции происходит резкое увеличение объема рабочей смеси в 1,5 – 2 раза, что в замкнутом пространстве скважины создает давление 30–50 МПа. Под действием этого давления происходит разрушение горных пород.

В настоящее время в РФ выпускается НРС типа СИБС (НРС-1) – состав известковый для буровых и строительных работ в виде мелкодисперсного порошка

(зерно – 75 мкм). Развиваемое давление – не менее 50 МПа. Рабочий диапазон температур лежит в интервале 0–25 °С. Диаметр шпуров должен быть не более 50 мм. Время срабатывания зависит от температуры разрушаемого объекта, его тепло- и механико-физических свойств, технологической схемы применения НРС и др. [41].

В ФГУП ННЦ ГП ИГД им. А.А. Скочинского были проведены научно – исследовательские и экспериментальные работы по применению НРС на основе СИБС [42]. В результате этих исследований были определены параметры схем применения НРС (диаметры шпуров, расстояния между ними и т.д.).

Экспериментальные исследования, которые в частности проводились на шахте “Липовецкое”, показали работоспособность данного метода и его эффективность в шахтных условиях.

К недостаткам рассматриваемого способа можно отнести длительность срабатывания зарядов НРС, которая часто не вписывается в существующий технологический цикл, так как может достигать 10–36 часов. Кроме того, при применении этого метода на глубоких горизонтах, где температура пород и углей нередко превышает 25 °С (предельная верхняя температура работы НРС типа СИБС), невозможно, так как происходит его выброс из шпура вследствие закипания воды.

### 1.3 Особенности процесса разрушения породных прослоек угольных пластов исполнительными органами очистных и проходческих комбайнов

Разрушение горного массива резанием при помощи проходческих комбайнов избирательного действия имеет ряд недостатков:

- большой выход разрушенного угля мелких фракций вследствие его переизмельчения;
- высокая запыленность атмосферы проходческого забоя;
- высокая энергоемкость процесса разрушения;
- повышенный расход резцов при разрушении пород с высокой абразивностью и

крепких включений.

Одним из направлений расширения области применения проходческих комбайнов для разрушения пород большой крепости является гидромеханический способ, который заключается в комбинированном воздействии на породный массив высокоскоростных струй воды и разрушающего инструмента [44 - 46].

На кафедре горных машин и комплексов КузГТУ получило направление по разработке исполнительных органов с дисковым инструментом, нашедших применение на рабочих органах проходческих, буровых и очистных горных машин (рисунок 1.4), расширяющих область применения механического способа разрушения угольных пластов с твердыми включениями горных пород с пределом прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{сж}$  от 12 до 100 МПа [47, 48].



Рисунок 1.4. – Исполнительные органы горных машин, оснащенные дисковыми инструментами: а – шнек; б – коронки; в – расширитель

В настоящее время на кафедре горных машин и комплексов обоснованы и разработаны усовершенствованные конструкции исполнительных органов выемочных горных машин для реализации реверсивных режимов работы дискового инструмента [49 – 56], некоторые из этих конструкций схематически представлены на рисунке 1.5.

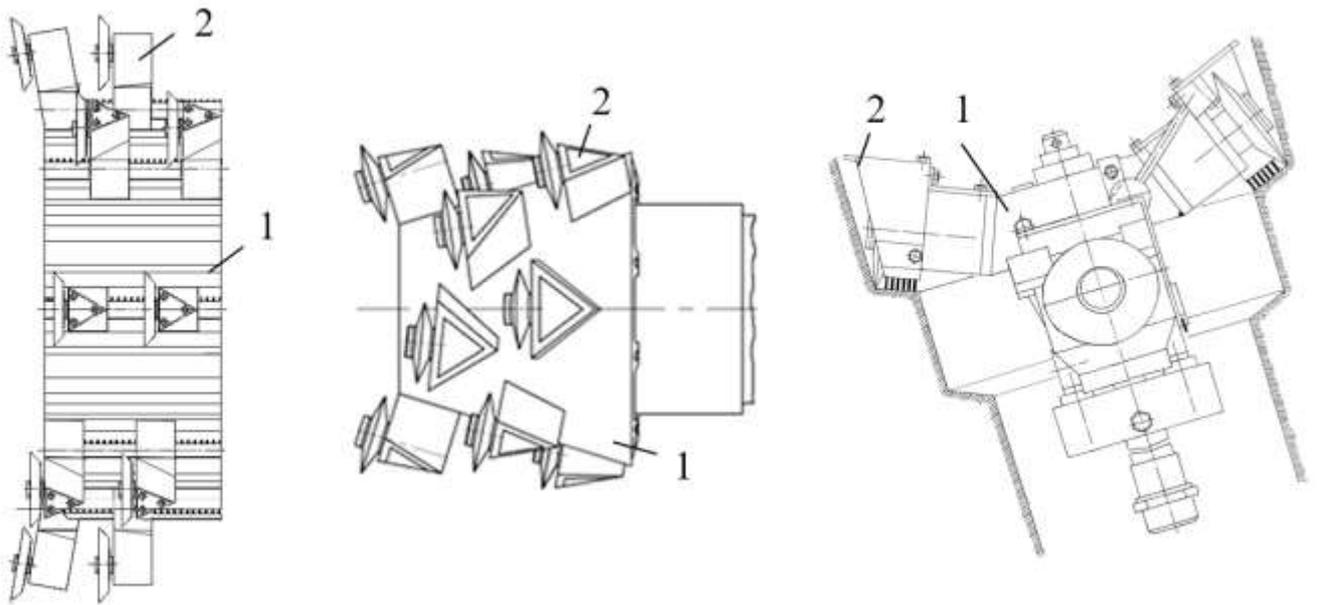


Рисунок 1.5. – Исполнительные органы с модернизированными узлами крепления дискового инструмента на многогранных призмах: а – шнек; б – коронка; в – расширитель; 1– корпус; 2 – дисковый инструмент

Однако применение оригинальных конструкций исполнительных органов с унифицированными узлами крепления дискового инструмента на шахтах Кузбасса сдерживается отсутствием машиностроительной базы для их производства.

Кроме того, известен метод безвзрывного разрушения прочных горных пород растягивающими усилиями – способ “целевого отрыва” (резцово-отрывной) [9 – 12, 57].

Этот метод использован в исполнительных органах комбайнов для разрушении прочных горных пород: ПКЭ – 1, “Карагандинец - ПС”, “Карагандинец - П”. Схематически принцип работы исполнительных органов этих комбайнов представлен на рисунке 1.6.

Работа разрушающего устройства комбайна, в котором использован рассматриваемый принцип, заключается в следующем. Фрезерный диск 1 прорезает в массиве щель 2, параллельную забою. Отрывник 3, входя в щель и совершая непрерывное возвратно – поступательное движение вдоль оси стрелы, отрывает от массива блок 4.

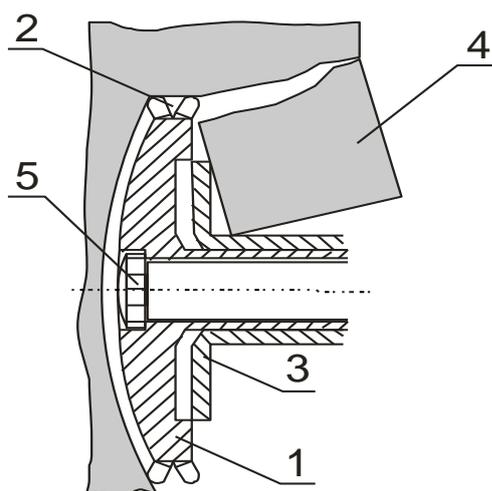


Рисунок 1.6. – Схема работы исполнительного органа резцово-отрывных комбайнов: 1 – фрезерный диск, 2 – нарезаемая фрезерным диском щель, 3 – отрывник, 4 – отделяемый блок, 5 – шток отрывника

Отрыв горной породы от массива с одной поверхностью обнажения, влияющей на усилие отрыва, называется блокированным, с двумя поверхностями – полублокированными, с тремя – частично блокированными. В технологических схемах разрушения забоя отрывом наибольшее распространение могут иметь полублокированные и частично блокированные условия работы отрывника [9]. Основными параметрами способа являются: глубина и шаг отрыва, под которым подразумевается расстояние между соседними отрывами; частота отрывов, зависящая от скорости подачи режущего диска и свойства разрушаемой породы; усилие отрыва блока.

Приведение отрывника в движение может осуществляться либо кривошипно-шатунным механизмом, либо с помощью гидродомкратов.

Методика расчета, указанных выше параметров хорошо известна и в полной мере описана в работах [9, 12].

Данный способ разрушения прочных горных пород не получил широкого распространения и в настоящее время не применяется вследствие своих недостатков, основными из которых являются: сложная конструкция и кинематика, низкая производительность, а также относительно небольшая область возможного применения механизмов с резцово-щелевой схемой разрушения прочных горных пород (добыча редкоземельных полезных ископаемых и др. с небольшим объемом работ).

#### 1.4 Опыт и перспективы применения методов флюидо- и гидроразрыва для разупрочнения породных прослоек угольных пластов

Особого внимания заслуживают гидравлические методы разрушения прочных горных пород. Это обусловлено в первую очередь, способностью создавать и передавать значительные усилия на большие расстояния, так как жидкости практически несжимаемы. Возможная область применения этих методов распространяется как на подземные так и на открытые месторождения.

Впервые эффект гидроразрыва был экспериментально установлен в США в нефтедобывающей промышленности. С тех пор он широко применяется для повышения нефтеотдачи пластов [58]. В СССР этой проблемой занимались ведущие специалисты Христианович С.А. и Желтов Ю.П. [59]. Применительно к реализации данного метода в горнодобывающей промышленности большой вклад внес Чернов О. И. [60, 61]. Под его руководством в 70-80-е годы были проведены экспериментальные исследования и теоретические расчеты. Они показали возможность и целесообразность использования этого метода в горнодобывающей промышленности.

В настоящее время работы по промышленному внедрению данного метода ведутся в двух направлениях: динамические (к ним авторы относят и метод ориентированного флюидоразрыва/гидродинамической стратификации), статические способы разрушения прочных горных пород.

Работы по обоснованию динамического способа реализации направленного гидроразрыва ведутся на протяжении последних тридцати лет в ИГД СО РАН. За это время накоплена большая экспериментальная и теоретическая база [62 – 64] в области разрушения прочных горных пород при добыче блочного камня. Особенностью рассматриваемого метода является то, что передача энергии удара от источника к массиву осуществляется через пластичный флюид (рисунок 1.7).

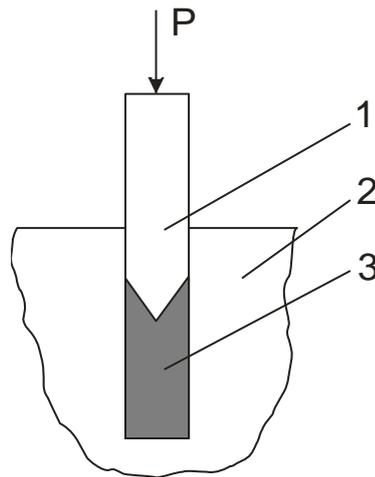


Рисунок 1.7. – Схема разрушения массива: 1 – инструмент, 2 – камень, 3 – флюид

Процесс разрыва происходит следующим образом. При внедрении клина во флюид последний частично выдавливается на свободную поверхность и одновременно заполняет пространство, образованное откосами клина и стенками шпура. После этого энергия удара передается и распределяется по площади стенок шпура. В результате в блоке возникают растягивающие напряжения, действие которых вызывает развитие микродефектов камня. Объединяясь, они образуют зародышевую трещину [65, 66]. Под действием давления со стороны флюида эта трещина начинает развиваться до выхода на свободную поверхность.

В ходе проведения исследований получены результаты, доказывающие возможность получения ориентированных трещин без предварительного создания концентраторов напряжений, за счет изменения угла клина инструмента 1 и вязкости флюида 3, что значительно снижает экономические затраты на единицу объема, получаемого продукта.

Основным недостатком метода является ограниченная область применения из-за невысокой производительности при ведении открытых горных работ. В условиях подземной разработки полезных ископаемых реализация такого способа представляется еще более затруднительной вследствие технологических особенностей рассматриваемого способа.

Рассмотрим метод ориентированного флюидоразрыва, средства его реализации и опыт применения данного способа, как при открытой добыче блочного

камня, так и в условиях подземной разработки угольных месторождений.

Понятие “ориентированного флюидоразрыва” было впервые введено О.И. Черновым. В некоторых источниках этот метод носит название “Гидродинамической стратификации”. На рисунке 1.8 представлена технологическая схема расположения оборудования при реализации метода ОФР (ГДС) для искусственного разупрочнения труднообрушающихся кровель.

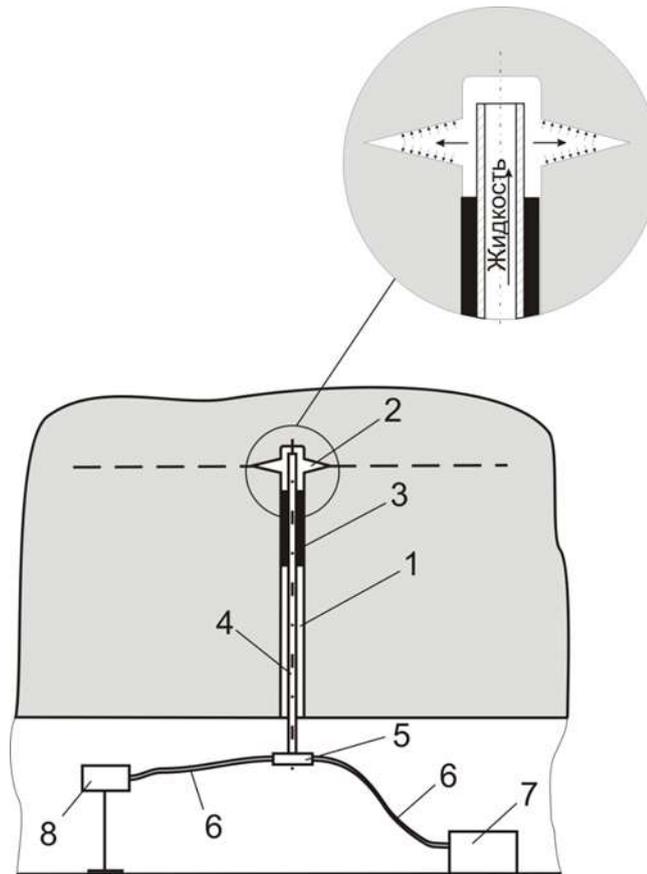


Рисунок 1.8. – Технологическая схема расположения оборудования: 1 – шпур, 2 – иницирующая щель, 3 – герметизирующее устройство (пакер), 4 – высоконапорный трубопровод, 5 - распределительный узел, 6 – высоконапорные соединительные рукава, 7 – насосная установка, 8 – приборы контроля

Сущность способа, заключается в том, что на стенках шпура нарезается иницирующая щель, которая является концентратором напряжений. Специальным устройством (герметизатором) изолируют область шпура, в которой расположена иницирующая щель. Разрушение горных пород происходит под действием высо-

кого давления рабочей жидкости (20 МПа и более), которая нагнетается в загерметизированное пространство через герметизатор.

При давлениях рабочей жидкости, превышающих прочность горного массива на разрыв, происходит страгивание и развитие иницирующей щели в радиальном направлении. Таким образом, достигается разделение монолитного массива труднообрушающейся кровли на слои с управляемой обрушаемостью. Развитие трещин происходит в радиусе 20 – 25 метров и позволяет существенно уменьшить количество шпуров, необходимых для создания плоскости раскола, вдоль протяженных горных выработок а, следовательно, повысить производительность метода по сравнению с другими. Этот метод может применяться и для добычи блочного камня, разрушения негабаритов.

Метод ориентированного флюидоразрыва широко освещен в работах О.И. Чернова и его учеников в монографиях, статьях и на конференциях [67 – 70]. Начиная со второй половины 70 - х годов разрабатываются первые опытные образцы конструкций для реализации этого метода, проводятся лабораторные и шахтные исследования этого способа и оборудования.

Несмотря на значительные преимущества данного метода над рассмотренными ранее, способ ОФР на ранней стадии развития имел ряд недостатков:

- высокая трудоемкость доставки флюидов к загерметизированной области шпура вследствие высокой вязкости флюидов, неоднородности состава и т. д.;
- большие габариты инструмента для нарезания иницирующих щелей и герметизации скважин;
- сложность герметизации шпуров, обусловленная большим диаметром шпуров и, как следствие, значительными осевыми нагрузками на герметизирующие устройства, приводящими к выдавливанию последних из скважин.

Таким образом, перспектива развития данного метода лежит в уменьшении диаметра шпура и переход на рабочие жидкости, доступ к которым не ограничен в условиях подземной добычи полезных ископаемых.

В последнее время, широкое применение, на шахтах Кузбасса, с целью

разупрочнения прочных горных пород получил метод направленного гидроразрыва (НГР). Этот способ применяется для разупрочнения кровли при выходе механизированного комплекса из монтажной камеры и входе в демонтажную, для оперативного разупрочнения основной кровли и т. д. Схема его реализации схожа с методом ОФР, а основные преимущества связаны с использованием в качестве рабочей жидкости водной эмульсии (используемой в гидросистеме механизированной крепи). Модернизация оборудования для НГР позволила уменьшить диаметр шпуров, что привело к снижению нагрузки на герметизирующие элементы пакеров и, как следствие, к повышению надежности герметизации самого шпура. Высокая эффективность методов НГР и ОФР обусловлена тем, что горные породы с самой различной прочностью на сжатие ( $\sigma_{сж}$ ) и растяжение ( $\sigma_p$ ) обладают высокой хрупкостью, которую приближенно можно оценить отношением  $\sigma_{сж}/\sigma_p$ , величина которого в среднем составляет около 10. Также, приближенно, можно считать, что отношение энергоемкости разрушения при одноосном сжатии ( $W_{сж}$ ) и растяжении ( $W_p$ ) пропорционально  $(\sigma_{сж}/\sigma_p)^2$ . Это означает, что  $W_{сж}/W_p \approx 100$ . Отмеченное, не претендуя на точность, хорошо иллюстрирует известное положение: горные породы рациональнее всего разрушать растяжением [71 – 74].

С целью реализации рассматриваемого способа в ИГД СО РАН были проведены лабораторные исследования, направленные на изучение возможности увеличения диаметра иницирующей щели для повышения вероятности развития искусственной трещины в заданном направлении [75 – 78]. Кроме того, были проведены исследования по взаимодействию уплотняющих элементов со стенками шпура, которые позволили, в зависимости от физико-механических свойств вмещающих пород, подбирать материал для уплотняющих элементов герметизирующих устройств.

В результате проведенных экспериментальных и теоретических исследований был разработан комплекс оборудования для проведения НГР прочных горных пород, включающий модернизированный щелеобразователь с увеличенным выходом резцов 4 (рисунок 1.9).

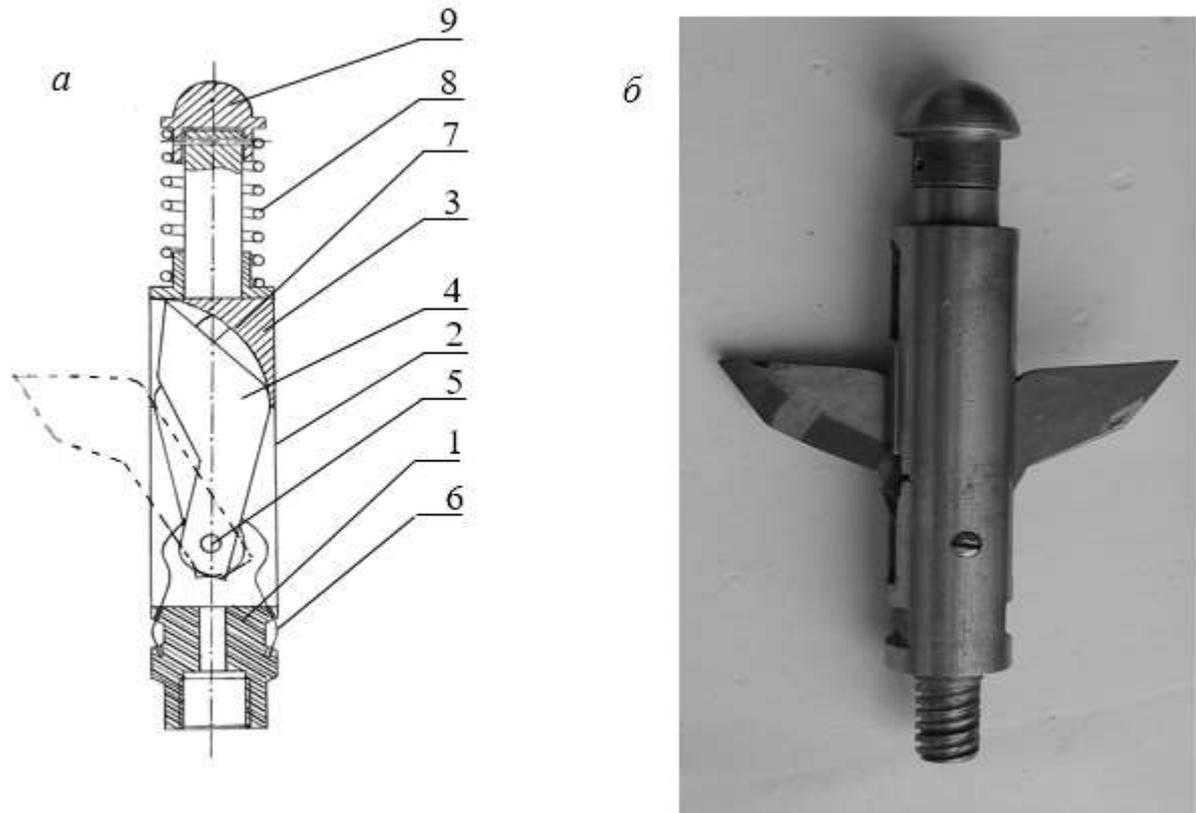


Рисунок 1.9. – Щелеобразователь ЩМ – 45М. а – кинематическая схема щелеобразователя ЩМ – 45М, где 1 – корпус; 2 – продольные окна; 3 – толкатель; 4 – режущие органы; 5 – ось; 6 – фигурные пружины; 7 – направляющие уклоны; 8 – пружина возврата; 9 – упор; б – фото щелеобразователя ЩМ – 45М с выдвинутыми резцами

Наибольший диаметр нарезаемой иницирующей щели при заданном диаметре шпура достигается за счет рациональной траектории движения режущих элементов и соответственно их геометрии (рисунок 1.10). Кроме этого, лабораторные исследования представленной конструкции показывают, что обеспечивается благоприятный режим работы инструмента, так как с увеличением глубины иницирующей щели (или выхода резца  $R$ ) нагрузки на режущий орган ( $F_{рез}$ ) уменьшаются и достигается рациональный баланс между скоростью резания и ресурсом инструмента [75].

Данная конструкция щелеобразователя и траектория движения режущих органов обеспечивает нарезание иницирующих щелей на стенках скважины диаметром до 130 мм.

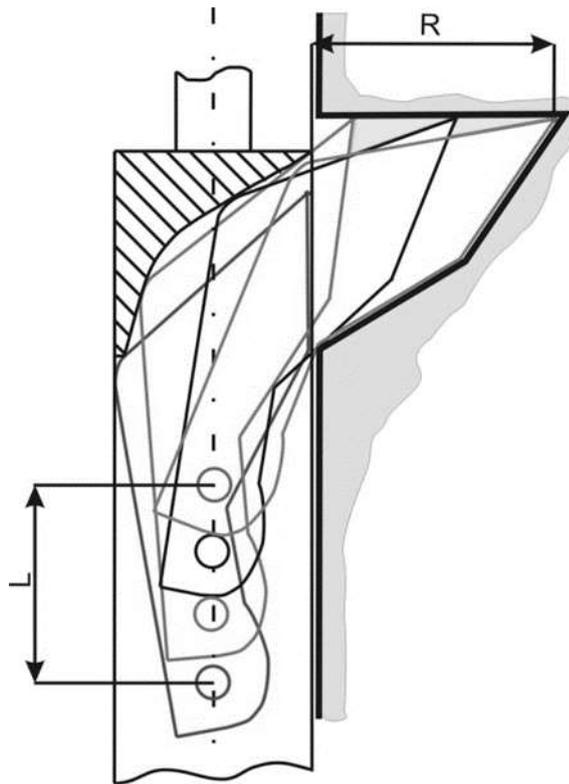


Рисунок 1.10. – Траектория движения резца щелеобразователя ЩМ – 45М

Кроме этого результатом лабораторных и теоретических исследований стало герметизирующее устройство уравновешенного типа (рисунок 1.11).

Для уплотняющих элементов герметизирующих устройств были определены границы применения того или иного материала: выполненные из резины герметизирующие элементы целесообразно применять в горных породах с прочностью не превышающей 80 МПа; при прочности горных пород превышающей 80 МПа необходимо применять полиуретановые уплотняющие элементы.

Данный метод и оборудование был многократно апробирован на угольных шахтах Кузбасса для решения различных технологических задач и показал свою высокую эффективность, а усовершенствованные средства его реализации надежность [79 – 82]. Кроме того, рассматриваемый метод имеет вариант, при котором гидроразрывы (направленные или нет) проводятся на нескольких уровнях скважины, получивший название – поинтервальный гидроразрыв (ПГР). В таблице 1.4 представлена область использования метода НГР на шахтах Кузбасса.

Преимуществами этих методов, по сравнению с другими, являются: простота

применения, высокая экологичность и безопасность, относительно невысокая стоимость оборудования, высокая эффективность и мобильность бригад, проводящих работы по направленному гидроразрыву горных пород. Опытные шахтные эксперименты показали, что за одну смену можно произвести направленные гидроразрывы из 2–3 шпуров, что, как правило, достаточно для обработки горной выработки на протяжении 50–75 метров.

*а**б*

Рисунок 1.11. – Усовершенствованный уравновешенный герметизатор.  
а – внешний вид герметизатора; б - внешний вид герметизатора с истечением рабочей жидкости

Таблица 1.4. Область использования метода направленного гидроразрыва

Наименование организации	Место проведения работ	Цель работ	Достигнутый эффект
1	2	3	4
ОАО «шахта Березовская»	лава № 77 пласта XXI	снижение нагрузок на секции механизированной крепи при выходе комплекса из монтажной камеры, снижение шага первичной посадки кровли	шаг первичной посадки кровли уменьшился с 40 – 60 метров (исходя из опыта отработки вышележащей лавы) до 20 – 25 м.
	лава № 79 пласта XXI	снижение нагрузок на охранный угольный целик	разупрочнение кровли позволило снизить нагрузки на охранный целик (в среднем на 35% по замерам ЦАК), что в свою очередь позволило уменьшить ширину целика с планируемых 25 до 5 метров
	лава № 16 пласта XXVII	снижение нагрузок на секции крепи при входе в демонтажную камеру	демонтаж секций прошел без аварий в плановые сроки, обрушений кровли зафиксировано не было
	лава № 43 пласта XXVI	сохранение конвейерного штрека для повторного использования	после отработки лавы с разупрочнением кровли методом НГР по длине всего вынимаемого столба, конвейерный штрек полностью сохранен и использован в качестве вентиляционного для нижележащей лавы без перекрепления
ОАО «шахта Первомайская»	лава № 63 пласта XXVII	снижение нагрузок на секции механизированной крепи при выходе комплекса из монтажной камеры, снижение шага первичной посадки кровли	шаг первичной посадки кровли составил порядка 20 – 30 м.
	лава № 31 пласта XXVII	снижение нагрузок на секции мех. крепи при выходе комплекса из монтажной камеры, снижение шага первичной посадки кровли, снижение шага второй и последующих посадок кровли	на протяжении отработки всего угольного столба снизилось количество и интенсивность динамических явлений при посадке кровли
	лава № 33 пласта XXVII	оперативное разупрочнение кровли с целью повышения безопасности прохождения аварийного участка	после проведения мероприятий по разупрочнению кровли методом НГР аварийных ситуаций в лаве не возникло

1	2	3	4
ОАО “шахта Тырганская”		разупрочнение прочного угля с целью повышения эффективности его гидродобычи	работы начаты в 2009 году, проведены первые пробные гидроразрывы
ОАО “шахта им. С.М. Кирова”	лава № 2592 пласта Поленовский	снижение нагрузок на секции механизированной крепи при выходе комплекса из монтажной камеры, снижение шага первичной посадки кровли	шаг первичной посадки кровли составил порядка 20 – 30 м.
ОАО “шахта им. 7Ноября”	Лава №1324 пласта Байкаимский	снижение нагрузок на секции механизированной крепи при входе в демонтажную камеру	Комплекс полностью демонтирован. Аварий и горных ударов зафиксировано не было
ОАО “МУК - 96”	Лава № 5-15-22 (1) пласта 15	Снижение нагрузок на секции механизированной крепи при выходе из монтажной камеры, снижение шага первичной посадки кровли	Осуществлен безаварийный выход механизированного комплекса из монтажной камеры. Шаг первичной посадки основной кровли составил 30 метров
ОАО “Распадская-Коксовая”	Лава № 0-4-4 <sup>бис</sup> пласта IV-V (слой №1)	Снижение нагрузок на секции механизированной крепи при выходе из монтажной камеры, снижение шага первичной посадки кровли	Осуществлен безаварийный выход механизированного комплекса из монтажной камеры. Шаг первичной посадки основной кровли составил, примерно, 30 метров
ОАО “шахта Осинниковская” (ОУК “Юж-кузбассуголь”)	Лава № 1-1-5-7	снижение нагрузок на секции крепи при входе в демонтажную камеру	демонтаж секций прошел без аварий в плановые сроки, обрушений кровли зафиксировано не было

Исходя из анализа результатов применения метода НГР видно, что его можно применить для работ в прочной, монолитной кровле, а один из его вариантов – метод поинтервального гидроразрыва, для разупрочнения породного прослойка угольного пласта. Однако мощность прослойка может быть незначительна по сравнению с радиусом распространения инициирующей щели, которая по экспериментальным данным составляет примерно 20 м. Это обстоятельство необходимо учитывать при проектировании схемы заложения скважин для реализации рассматриваемого способа при решении поставленной задачи.

Таким образом, применение метода направленного или поинтервального гидроразрыва для разупрочнения прочного породного прослойка в угольном пласте может быть значительно эффективнее по сравнению с методами, используемыми в настоящее время за счет существенного снижения издержек на проведение работ.

### 1.5 Выводы

1. Установлено резкое снижение эксплуатационных показателей работы очистных комбайнов в угольных пластах с породными прослойками с прочностью на сжатие  $\sigma$  от 40 МПа до 80 МПа, характеризуемое увеличением энергоемкости разрушения в 2,5 – 3 раза и расхода режущего инструмента в 3 – 4,5 раза при снижении скорости подачи в 2 – 2,5 раза.
2. Выбран наиболее перспективный и безопасный вариант разупрочнения породного прослойка угольного пласта – методом поинтервального гидроразрыва, позволяющего создавать в нем искусственную трещиноватость, снижающую его сопротивляемость резанию.
3. Принято техническое направление на создание оборудования поинтервального гидроразрыва из скважин, пройденных в породном прослойке угольного пласта.

4. Обоснована необходимость проведения комплексных стендовых и шахтных исследований устройств и оборудования для реализации метода поинтервального гидроразрыва на этапе предварительного разупрочнения породных прослоек угольных пластов под последующее разрушение режущим инструментом очистных комбайнов.

Целью данной работы является выбор и обоснование параметров устройства разупрочнения породных прослоек угольных пластов для последующего разрушения резанием. При достижении поставленной цели повышается добыча угля вследствие снижения прочности породного прослойка, а также за счет повышения эффективности работы технологического оборудования.

Для выполнения поставленной цели перед настоящими исследованиями были сформулированы следующие основные задачи:

- установить критерии влияния на прочность породных прослоек угольных пластов их пропитки водными растворами с безопасным химическим составом;
- определить рациональные конструктивные параметры уравновешенного герметизатора для поинтервального гидроразрыва и пропитки химическими растворами скважин в породных прослойках угольных пластов;
- разработать лабораторный стенд для исследования режимов работы герметизирующих устройств при имитации гидроразрыва и пропитки породных прослоек угольных пластов;
- произвести оценку в шахтных условиях влияния метода поинтервального гидроразрыва с пропиткой химическими растворами разупрочняемых породных прослоек угольных пластов на производительность очистных комбайнов.

## 2 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ СНИЖЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЙКОВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРОПИТКОЙ ВОДНЫМИ РАСТВОРАМИ

### 2.1 Особенности строения угольного пласта шахты “Романовская”

Шахта “Романовская” отрабатывает угольный пласт “Абрамовский”. Глубина ведения очистных работ в лаве № 2 – 100 м; мощность пласта – 1,9 – 2,6 м; длина лавы – 100 м (рисунок 2.1).

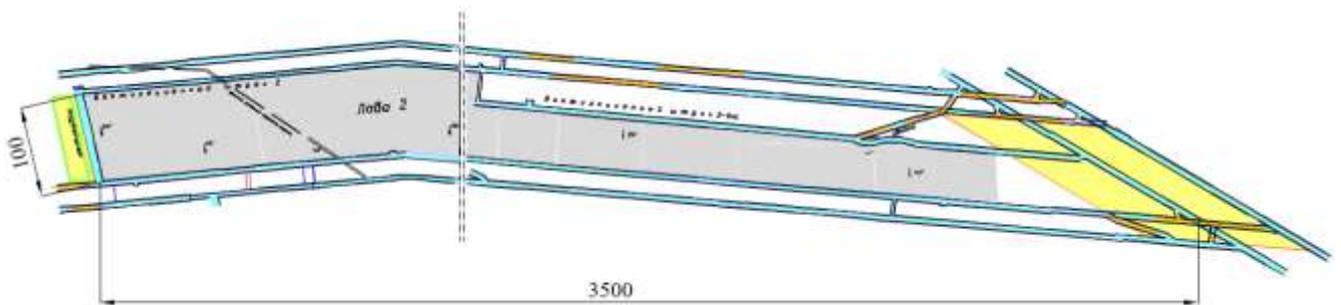


Рисунок 2.1. – Схема расположения лавы № 2

Угольный пласт имеет в средней части прослойку породы. Мощность породного прослойка меняется в пределах от 200 до 600 мм по всей длине лавы. Коэффициент крепости  $f = 3-6$ . Прочность на сжатие, по данным службы прогноза шахты –  $\sigma_{сж\ ср} = 45$  МПа, абразивность –  $\Delta Q = 25$  мг (среднеабразивный).

Необходимость снижения прочности прослойка вызвана тем, что при отработке данной лавы значительно повышается себестоимость угля из-за расхода режущего инструмента и снижения темпов очистной выемки.

В связи с этим, была поставлена задача по разупрочнению породного прослойка методом наведения в нем искусственной трещиноватости с последующим воздействием водными растворами.

Для наведения искусственной трещиноватости в породном прослойке пред-

лагается использовать способ поинтервального гидроразрыва (ПГР), который хорошо зарекомендовал себя в работах по разупрочнению труднообрушающихся кровель.

Эффективность метода поинтервального гидроразрыва (ПГР) при разупрочнении породного прослойка, зависит от параметров заложения скважин и шага проведения гидроразрывов по ее длине. Кроме того, необходимо предварительно установить степень влияния пропитки на физико-механические свойства и временные факторы, влияющие на скорость проникновения жидкости в породный прослой. С этой целью в лабораторию горных машин (Кузбасский Государственный Технический Университет) были доставлены образцы породы прослойка, взятые непосредственно из забоя лавы № 2 (шахта “Романовская”) и помещенные во влагоизолирующую защитную оболочку.

## 2.2 Методика лабораторных исследований изменения физико-механических свойств породного прослойка при пропитке водой и водными растворами

В ходе проведения лабораторных исследований образцов определялись следующие показатели: водонасыщаемость – время, через которое испытуемый образец прекращает поглощение жидкости; сравнительное изменение механической прочности между прочностью сухого образца и прочностью после полной его водонасыщенности; скорость пропитки – глубина проникновения жидкости в образец за единицу времени.

Перед проведением основных испытаний по исследованию влияния пропитки образцов породного прослойка водными растворами на его физико-механические свойства были определены их исходные прочностные характеристики.

Исследования прочностных характеристик образцов горной породы проведены неразрушающим методом, основанном на проницаемости массива горных пород ультразвуковыми волнами, прибором УКС – 4С (основные характеристики

представлены в таблице 2.1, копии сертификата и метрологии прилагаются).

Таблица 2.1. Технические характеристики УКС – 4С

Наименование характеристики	Значение
Диапазон измерения времени УЗК, мкс	10...2000
Разрешающая способность, мкс	0,1
Предел основной абсолютной погрешности измерения времени, мкс	$\pm(0,01t+0,1)$
Амплитуда напряжения возбуждения, В	До 600
Рабочая частота колебаний, кГц	$70\pm 15$

Механические испытания образцов выполнялись на гидравлическом прессе с максимальным усилием 500 кН и скоростью нагружения от 0 до 20 мм/мин (рисунк 2.2).

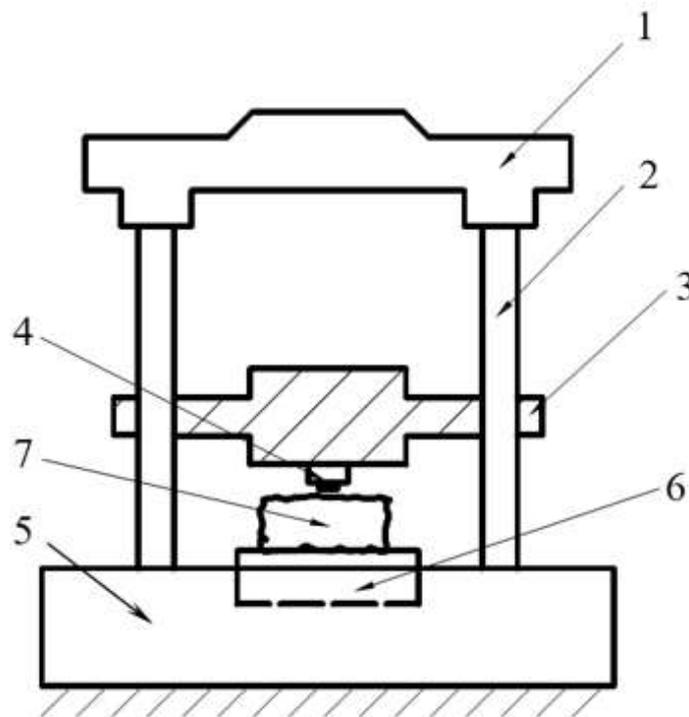


Рисунок 2.2. – Схема испытательного пресса: 1 – верхняя траверса; 2 – направляющие колонны; 3 – регулируемая опора; 4 – пуансон; 5 – образец породы; 6 – гидроцилиндр нагружения

Стенд состоит из верхней траверсы 1, двух направляющих колонн 2, по которым перемещается опора 3 с жестко закрепленным на ней сменным пуансоном 4. Направляющие колонны 2 в нижней части имеют резьбовое соединение со стани-

ной 5, а в ее центральной части расположен гидроцилиндр нагружения 6, на котором размещается испытуемый образец 7. Гидросистема стенда позволяет плавно регулировать скорость перемещения гидроцилиндра 6 и усилие осевой подачи. Все параметры нагружения записываются регистрирующей аппаратурой (на рис. 2.1 не показана).

Всего, для определения начальных характеристик, было исследовано 6 (шесть) объемных образцов породного прослойка, доставленных из угольного пласта “Абрамовский” шахты “Романовская” (лава №2) с разных участков лавы. Для каждого из них было проведено по 14 замеров (в таблице 2.2 приведены средние значения  $\sigma_{сж}$ ).

Для проведения дальнейших исследований минимальное необходимое и достаточное количество испытаний на каждом этапе исследований определялось математически, исходя из теоретических положений [83 – 86].

Таблица 2.2. Прочность образцов породного прослойка

№ образца	Среднее значение прочности образца, $\sigma_{сж}$ МПа	Место отбора образца
1	47,5	секция № 10
2	47,1	секция № 20
3	46,8	секция № 30
4	46,1	секция № 40
5	43,5	секция № 50
6	43,3	секция № 60

Для экспериментальных исследований подобного рода достаточно, чтобы доверительная вероятность отклонения среднего арифметического значения, измеряемой величины, отличалось от истинного не более чем на 10 %.

Выберем в качестве начальных параметров три произвольных значения прочности  $\sigma_{сж}$  ( $\sigma_{сж1}=47$  МПа;  $\sigma_{сж2}=48$  МПа;  $\sigma_{сж3}=47,5$  МПа) для первого образца в сухом состоянии. Среднее арифметическое значение прочности образца при этом равно

$$\bar{x} = \frac{\sigma_{сж1} + \sigma_{сж2} + \sigma_{сж3}}{n}, \quad (2.1)$$

$$\bar{x} = 47,5 \text{ МПа,}$$

где  $\sigma_{сжi}$  – прочность на сжатие образца породного прослойка при  $i$  – ом измерении, МПа.

Средняя квадратичная ошибка, определенная из этих измерений определяется по формуле

$$S_n = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}{n-1}}, \quad (2.2)$$

где  $x_i = \sigma_{сжi}$  - значение прочности на сжатие при  $i$  – ом измерении.  $S_n = 0,5$ .

Условие, что среднее арифметическое отклоняется от истинного не более чем на 10% (то есть  $\Delta x \approx 0,8$ ) в виде неравенства примет вид:

$$47 < x < 48. \quad (2.3)$$

Значение коэффициента Стьюдента находим по формуле:

$$t_{\alpha n} = \frac{\Delta x \sqrt{n}}{S_n} = 2,77. \quad (2.4)$$

Из таблицы [83] находим, что для  $n = 3$  при  $\alpha = 0,9$   $t_{0,9;3} = 2,92$ , следовательно для данных исследований трех измерений недостаточно, поэтому берем четвертое измерение и снова определяем отклонение –  $t_{\alpha n} = 3,2$ . При  $\alpha = 0,9$   $t_{0,9;4} = 2,353$ , а при  $\alpha = 0,99$   $t_{0,99;4} = 5,841$ . Таким образом, вероятность, что полученные значения прочности отличаются от реальных не более чем на 10 %, равна 0,9 – 0,99. Действительное значение вычислим из пропорции:

$$\frac{\Delta \alpha}{\alpha_1 - \alpha_2} = \frac{t_{\alpha;n} - t_{0,9;n}}{t_{0,99;n} - t_{0,9;n}}, \quad (2.5)$$

где  $t_{\alpha;n} - t_{0,9;4} = 3,2 - 2,353 = 0,847$ ,  $t_{0,99;4} - t_{0,9;4} = 5,841 - 2,353 = 3,488$ , подставляя эти значения в (2.5) получим  $\Delta \alpha = 0,09 \cdot \frac{0,847}{3,488} = 0,02$  и  $\alpha = \alpha_1 + \Delta \alpha = 0,92$ .

Таким образом, расчетная вероятность равна 0,92. Следовательно, при испытаниях образцов на прочность достаточно проводить по четыре серии испытаний для каждого экспериментального исследования.

### 2.3 Результаты исследования изменения физико-механических свойств образцов породного прослойка от воздействия водой

Для исследования влияния пропитки водой породного прослойка на его прочностные свойства из образцов было подготовлено, на камнерезной машине, 16 (шестнадцать) кубиков размерами 80×80×80 мм. Четыре образца подверглись нагружению на прессе до разрушения вдоль естественной трещиноватости, четыре – поперек. Еще восемь образцов аналогично испытывались на прочность в двух направлениях после предварительного насыщения водой.

1. Исследования на водонасыщаемость. Каждые сутки, породные образцы, помещенные в воду, проверялись на водонасыщение. Это осуществлялось путем прямого их взвешивания. Прирост массы полностью прекратился через пять суток, после начала исследований, что означало полную водонасыщенность образцов. При этом каждый образец впитал 12 – 18 г воды, или в перерасчете на единицу объема –  $23 \div 34$  л/м<sup>3</sup>. После пропитки определялась прочность образцов в двух направлениях, как на первом этапе исследований для сухих образцов.

2. Сравнительные испытания сухих и пропитанных водой образцов породы на прочность. Восемь сухих образцов и восемь образцов после водонасыщения (в течение 5 суток) испытаны на прессе для определения сравнительной механической прочности в различных направлениях. Нагружение проводилось до разрушения образцов. Результаты испытаний образцов породного прослойка представлены в табл. 2. 3.

Таблица 2.3. Результаты лабораторных исследований образцов породы, пропитанных водой

Образец	Среднее усилие разрушения, кН		Средняя прочность на сжатие, МПа	
	Р <sub>сп max</sub> , кН	Р <sub>св max</sub> , кН	σ <sub>сп</sub>	σ <sub>св</sub>
Сухой	290	130	45 – 48	18 – 25
После водонасыщения	150	85	20 – 28	12 – 15

Здесь  $R_{\text{сп}}$  – усилие разрушения поперек естественной трещиноватости;  $R_{\text{св}}$  – усилие разрушения вдоль естественной трещиноватости;  $\sigma_{\text{сп}}$  – прочность на сжатие поперек слоистости;  $\sigma_{\text{св}}$  – прочность на сжатие вдоль слоистости.

На рисунке 2.3 показана зависимость изменения прочности породного прослойка в процессе пропитки его водой. Промежуточные испытания прочности исследуемого образца по мере их водонасыщения проводились неразрушающим методом, основанным на изменении проницаемости ультразвуковых волн в исследуемом массиве (УКС-4С см. таблицу 2.1).

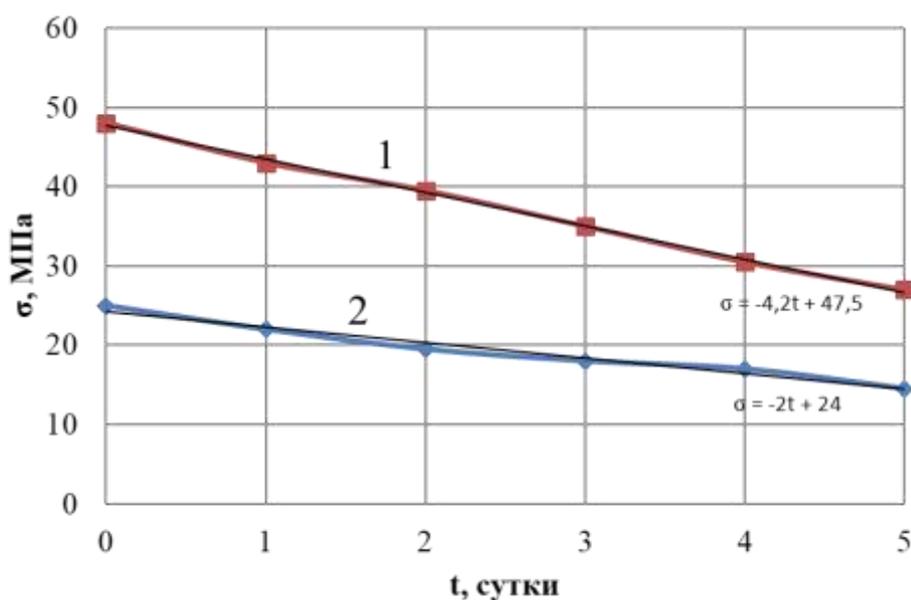


Рисунок 2.3. – Изменение прочности образца от времени водонасыщения

Кривая 1 описывает изменение прочности образца породного прослойка в направлении, перпендикулярном естественной трещиноватости, а кривая 2 – вдоль естественной трещиноватости. При этом относительная прочность образцов породы прослойка осталась практически неизменной до и после водонасыщения испытываемых образцов ( $\sigma_{\text{сп}}/\sigma_{\text{св}} \approx 2$ ).

Исходя из анализа графиков, представленных на рисунке 2.3, можно представить эмпирическую зависимость изменения прочности горной породы от времени ее пропитки водой:

$$\sigma = -k_{\sigma} t_{\Sigma} + \sigma_0, \quad (2.6)$$

где  $\sigma_0$  – прочность образца до пропитки, МПа;  $k_{\sigma}$  – коэффициент, определяемый

экспериментально и, показывающий скорость снижения прочности образца [Па/с] при пропитке водой,  $t_3$ , сут – время пропитки образца, ограниченное толщиной испытываемого образца, равное отношению мощности (толщины) образца  $m$  [см] к скорости пропитки  $V$  [см/сут]. Исходя из этого, выражение 2.6 примет окончательный вид

$$\sigma = -k_{\text{в}} \frac{m}{V} + \sigma_0, \quad (2.7)$$

Проведенные исследования показывают, что развитие направления разупрочнения породного прослойка водонасыщением является перспективным и целесообразным.

3. Скорость пропитки образца породы через верхний слой. Исследования проводились на механически необработанном образце горной породы, доставленном из очистного забоя лавы № 2 (шахта “Романовская”) (рисунок 2.4). Площадь верхней поверхности образца (А) составляет  $\approx 0,04 \text{ м}^2$ , толщина образца  $\approx 0,1 \text{ м}$ .

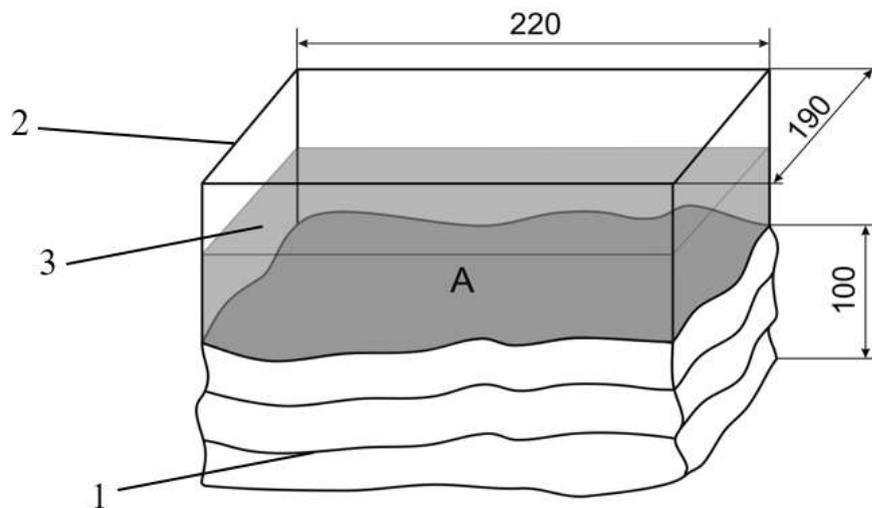


Рисунок 2.4. – Образец породы:

1 – испытуемый образец; 2 – емкость; 3 – рабочая жидкость

На верхней плоскости (А) образца 1 герметично (по периметру) закреплена емкость 2, которая заполнялась рабочей жидкостью 3. Для повышения наглядности пропитки жидкость подкрашивалась цветными чернилами.

Первоначально, как было отмечено выше, в качестве рабочей жидкости при проведении исследований по пропитке образца породного прослойка использовалась вода.

Замеры показали, что скорость пропитки образца водой составляет около 2 см/сут. График, характеризующий глубину пропитки породного прослойка, приведен на рисунке 2.5.

Математически, зависимость глубины пропитки породы рабочей жидкостью может быть представлена в виде

$$H = h_n \ln(t) + h_0, \quad (2.8)$$

где  $h_n$  – глубина пропитки породы под действием водного раствора, которая определяется экспериментальным путем и зависит от проникающих свойств раствора и физико-химических свойств породного прослойка, мм;  $h_0$  (на графике рисунок 2.5 не учтена) – глубина возможной первоначальной естественной трещиноватости поверхности образца (может быть равна 0), мм;  $t$  – время проведения эксперимента, сут.

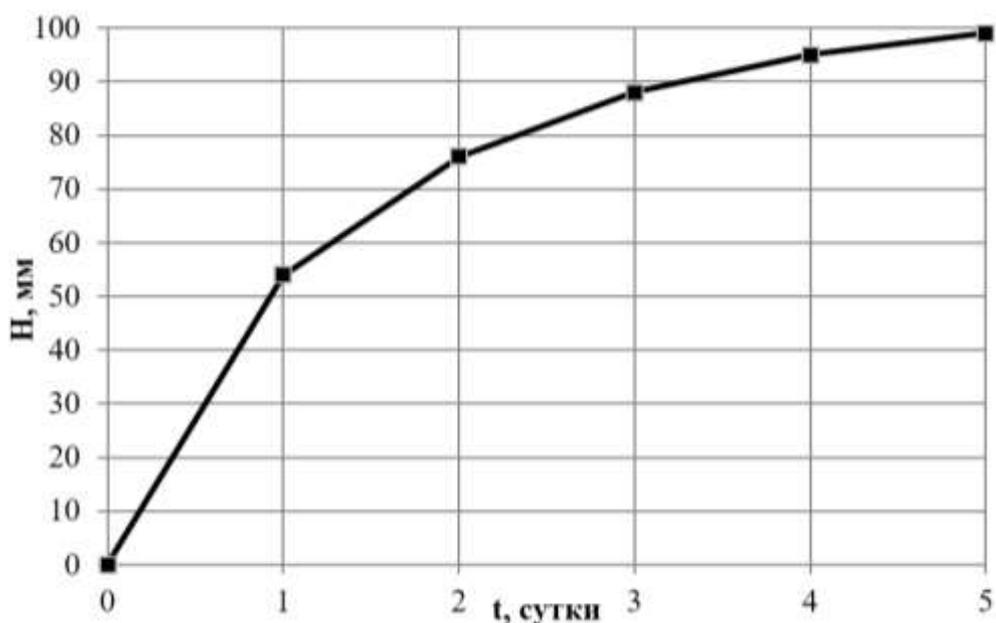


Рисунок 2.5. – Зависимость глубины пропитки породы водой от времени

Результаты данного исследования позволили определить время, необходимое для полной пропитки породного прослойка. Этот параметр является важнейшим с точки зрения технологии проведения работ по разупрочнению породного прослойка, так как позволяет определить минимальное расстояние от скважины до забоя лавы, на котором можно осуществлять водонасыщение прослойка.

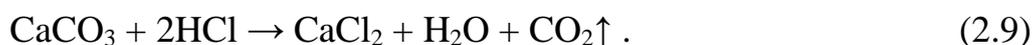
Как видно из представленной зависимости, активная пропитка прослойка

происходит в первые двое суток, а затем интенсивность поглощения жидкости замедляется, что необходимо учитывать во время проведения практических экспериментов.

#### 2.4 Результаты исследования изменения физико-механических свойств образцов породного прослойка от воздействия раствором соляной кислоты

Образцы породного прослойка, доставленные с очистного участка шахты “Романовская”, представляют собой, в основном песчаник, с коэффициентом крепости  $f = 3-6$  ед. и прочностью на сжатие  $\sigma_{сж\ ср} = 45$  МПа. Петрографический анализ показал, что содержание цементирующих веществ (кальцитов  $\text{CaCO}_3$ ) в этих образцах составляет не менее 25–35 %. Исходя из этого, после пропитки образцов водой, в качестве рабочей жидкости был применен раствор соляной кислоты, которая, как известно, легко вступает в химическую реакцию с кальцитами [87–90]. Исследования, как и раньше, производились на двенадцати образцах (по четыре для каждого процентного содержания соляной кислоты в растворе), но теперь лишь в одном, обладающем наибольшей прочностью направлении, а именно, поперек естественной трещиноватости. При этом образцы выпиливались из наиболее прочного образца (см. таблицу 2.2).

Уравнение данной химической реакции имеет вид:



Реакция протекает при комнатной температуре с выделением углекислого газа. Скорость реакции для данных образцов породы зависит от концентрации соляной кислоты. Однако, вследствие ее высокой агрессивности, рекомендуется во время проведения работ использовать слабые растворы соляной кислоты. Концентрация  $\text{HCl}$  выбиралась из соображений безопасности и производственных (временных, в первую очередь) показателей. С этой целью были проведены экспериментальные исследования разупрочнения породных образцов растворами соляной

кислоты различной концентрации (5% содержание HCl, 15% и 25%).

Из вышеизложенного следует, что глубина пропитки породного прослойка под действием водного раствора соляной кислоты является функцией нескольких переменных:

$$h_n = f(\lambda; c; t), \quad (2.10)$$

где  $\lambda$  – коэффициент кинематической вязкости раствора, сСт;  $c$  – процентное содержание в горной породе кальцитов, которые вступают в химическую реакцию с молекулами соляной кислоты.

Результаты эксперимента по пропитке породного прослойка 15%-ным раствором соляной кислоты представлены на рисунке 2.6.

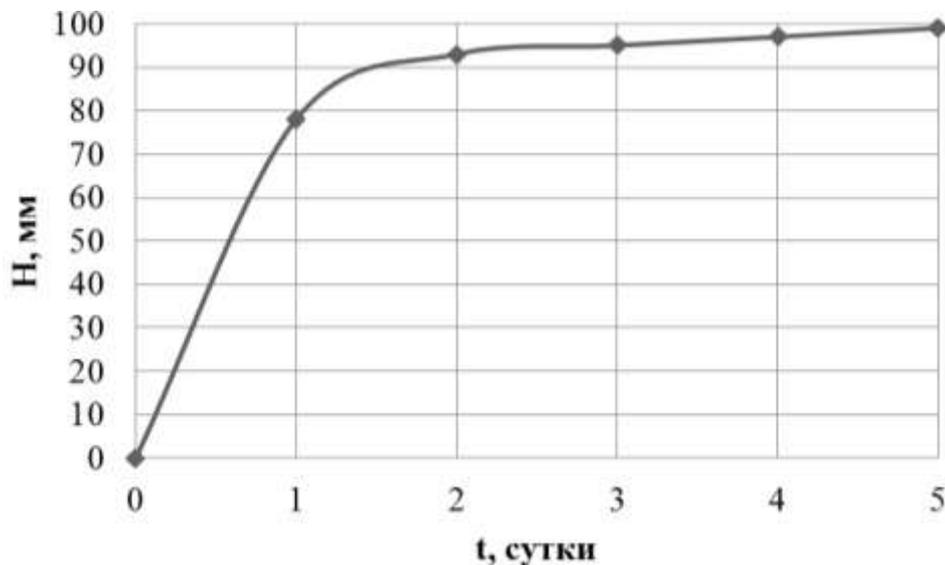


Рисунок 2.6. – Зависимость глубины пропитки породы 15% раствором соляной кислоты от времени

Сравнительный анализ графиков, представленных на рисунке 2.5 и 2.6 показывает, что характер пропитки не изменился. Однако значительно выросла скорость пропитки породного образца в первые сутки. Это увеличение пропорционально содержанию кальцитов в горной породе и концентрации соляной кислоты в растворе. Другими словами, чем выше содержание кальцитов в горной породе и концентрация соляной кислоты в растворе, тем выше скорость пропитки на начальном этапе.

Таким образом, с учетом (2.9) получим окончательное выражение для определения глубины пропитки породного прослойка при использовании в качестве рабочей жидкости раствора соляной кислоты:

$$H = \lambda ct \ln(t) + h_0. \quad (2.11)$$

Так как скорость пропитки породного образца в первые сутки значительно возрастает, следовательно, должна возрастать скорость снижения его прочности под воздействием раствора соляной кислоты. В таблице 2.4 представлены осредненные результаты замеров прочности образцов при воздействии растворов соляной кислоты различной концентрации, а на рисунке 2.7 представлены графики зависимости снижения прочности породного образца от концентрации соляной кислоты в растворе в направлении перпендикулярном слоистости. В ходе исследований образцы поочередно опускались в растворы соляной кислоты с концентрацией 5%, 15% и 25%. Как и в случае пропитки образцов горной породы водой, измерение их прочности производилось неразрушающими методами после каждой серии экспериментов.

Таблица 2.4. Осредненные результаты исследования породных образцов после пропитки растворами соляной кислоты

№ Серии экспериментов	Концентрация соляной кислоты в растворе, %	Прочность образца, МПа				
		1 сутки	2 сутки	3 сутки	4 сутки	5 сутки
1	5	33	28	24	21	19
2	15	30	23	20	19	19
3	25	26	21	19	19	19

Исходя из анализа графиков, представленных на рисунке 2.7, можно представить эмпирическую зависимость изменения прочности горной породы от времени ее пропитки раствором соляной кислоты

$$\sigma = \sigma_0 - k_k t^2, \quad (2.12)$$

где  $k_k$  – коэффициент, определяемый экспериментально и показывающий интенсивность снижения скорости разупрочнения образца [Па/с<sup>2</sup>] при пропитке раствором соляной кислоты.

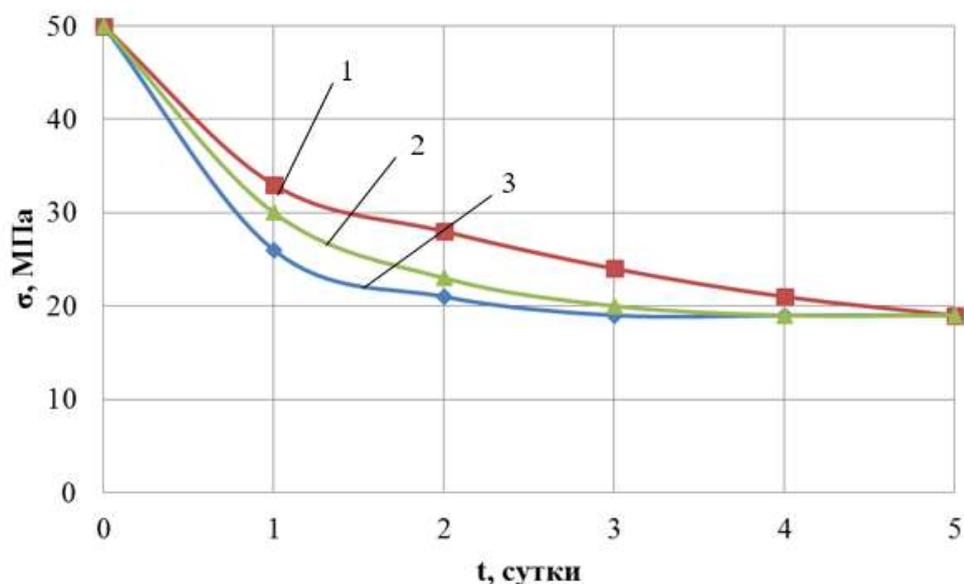


Рисунок 2.7. – Изменение прочности образца при пропитке раствором соляной кислоты: 1 – 5%-ный раствор; 2 – 15%-ный раствор; 3 – 25%-ный раствор

С учетом (2.10) выражение (2.12) примет вид

$$\sigma = \sigma_0 - k_k \left( \frac{H-h_0}{\lambda c \ln(t)} \right)^2. \quad (2.13)$$

Физически уравнение (2.13) означает, что прочность породного прослойка начинает уменьшаться до какого-то постоянного значения, так как с увеличением глубины пропитки испытуемого образца, в растворе, в соответствии с формулой (2.9), начинает снижаться процентное содержание кальцитов, вступающих в химическую реакцию с молекулами соляной кислоты, и процесс разупрочнения постепенно затухает.

Как видно из рисунка 2.7, чем выше концентрация соляной кислоты в растворе, тем быстрее в начальное время снижается прочность породного образца. Однако, 25% раствор соляной кислоты опасен для человека (может привести к химическому ожогу кожных покровов и верхних дыхательных путей) поэтому, несмотря на некоторое снижение эффективности, рекомендуется применять растворы с концентрацией соляной кислоты не более 15%.

При пропитке породных образцов раствором соляной кислоты исследования на водонасыщаемость и скорость пропитки не проводились, так как в процессе хи-

мической реакции (2.9) выделяется дополнительное количество воды, следовательно, скорость пропитки очень сильно возрастает (в десятки раз, по сравнению с пропиткой исследуемых образцов чистой водой).

Кроме того, необходимо отметить, что сравнительный анализ результатов исследований по снижению прочности прочных породных прослоек водой и растворами соляной кислоты (см. рисунки 2.3 и 2.7) показывает, что второй вариант позволяет добиться дополнительного 20%-ного разупрочнения.

## 2.5 Выводы

1. Определены исходные, до водонасыщения, средние значения прочности на сжатие образцов породного прослойка реального угольного пласта «Абрамовский» шахты «Романовская» с диапазоном изменения  $\sigma$  от 43,3 МПа до 47,5 МПа.
2. Установлено, что продолжительность водонасыщения опытных образцов породного прослойка не превышает пяти суток с поглощением воды на единицу объема после пропитки 23 – 34 л/м<sup>3</sup>, а скорость пропитки интенсивно снижается с увеличением глубины пропитки.
3. Выявлено снижение прочности образцов прослойка от времени водонасыщения в течении пяти суток как для перпендикулярного от 50 МПа до 27 МПа, так и для продольного от 25 МПа до 14 МПа расположения естественной трещиноватости по обратно-пропорциональным зависимостям, а также увеличения глубины пропитки породы водой по логарифмическим зависимостям.
4. Отмечено более интенсивное (до 20%) снижение прочности образцов породного прослойка от времени насыщения водными растворами соляной кислоты по зависимости в виде квадратичной функции и более интенсивное увеличение глубины пропитки по логарифмической зависимости.
5. Рекомендовано для обеспечения безопасного уровня взаимодействия с агрессивной химической средой обслуживающего персонала использовать раствор соляной кислоты с концентрацией, не превышающей 15%.

### 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ КЛАПАНОВ–СИНХРОНИЗАТОРОВ ДЛЯ ПРОПИТКИ ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЙКОВ ВОДНЫМИ РАСТВОРАМИ

#### 3.1 Обоснование параметров герметизирующего устройства для поинтервального гидроразрыва породного прослойка

В настоящее время существует большое количество уравновешенных герметизаторов, которые могут быть использованы для проведения направленных гидроразрывов прочных горных пород [91–94]. На рисунке 3.1 представлен внешний вид одного из них, разработанного в Институте Горного Дела СО РАН им. Н. А. Чинакала [95].

Данный герметизатор работает следующим образом. Перед началом работы осуществляется сборка и установка устройства в скважине (шпуре). Затем, через канал 2 подается рабочая жидкость в рабочую камеру 9 поршневой пары, которая под действием давления с ее стороны начинает раздвигаться и, перемещаясь вдоль оси корпуса 1, сжимает упругие уплотнительные элементы 4, которые, расширяются в радиальном направлении, входят в контакт со стенками скважины и герметизируют ее. При пакеровании скважины наступает момент, когда радиальное отверстие 7, выполненное в цилиндре 6, выходит за границу поршня 5 и рабочая жидкость начинает поступать в изолированный упругими уплотнительными элементами 4 участок скважины. При повышении давления в изолированном участке скважины до давления, при котором происходит разрыв стенки скважины, рабочая жидкость, воздействуя на упругие уплотнительные элементы 4, дополнительно сжимает их, надежно герметизируя изолированный участок скважины, т.е. в процессе нагружения изолированного участка скважины происходит его самозапирание.

Недостатком данного устройства является то, что при использовании жест-

ких полиуретановых уплотнительных элементов, последние могут разрушать недостаточно прочные стенки скважин, что делает невозможным надежную герметизацию и проведение гидроразрыва.

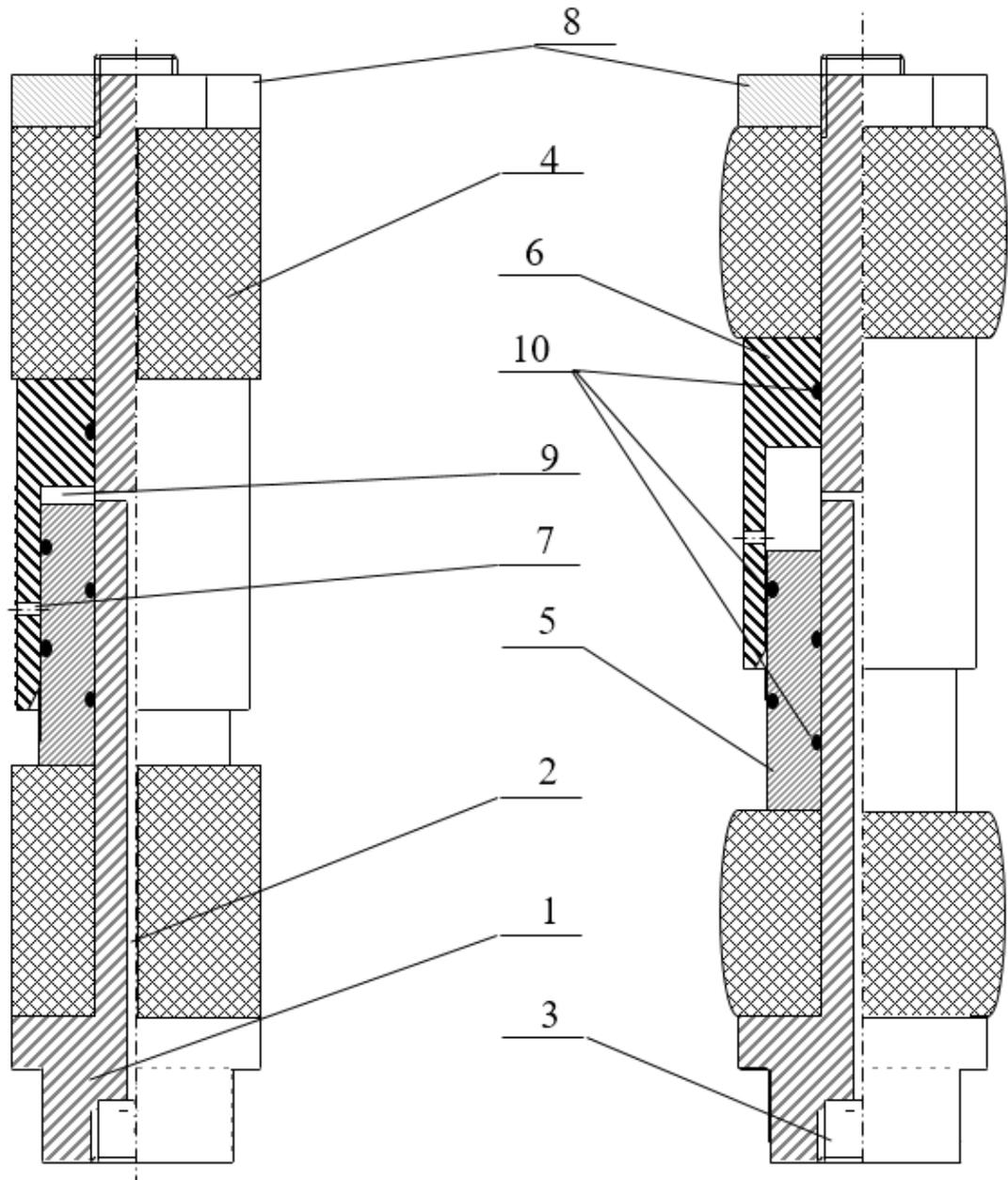


Рисунок 3.1. – Схема уравновешенного герметизатора. 1 – корпус; 2 – канал для прохода рабочей жидкости; 3 – место для присоединения к магистрали; 4 – уплотнительные элементы; 5 – поршень; 6 – цилиндр; 7 – радиальные отверстия для подвода рабочей жидкости в загерметизированную область скважины; 8 – упорная гайка; 9 – рабочая камера; 10 – уплотнительные кольца

В свою очередь, использование мягких уплотнительных элементов (например, из вакуумной резины), как показал опыт их применения при разупрочнении прочных горных пород, приводит к “заклиниванию” устройства в скважине, а, следовательно, к его потере, так как сила прижатия уплотнительных элементов 5 значительно превышает силы трения о стенки скважины [75, 77]. По этой причине герметизирующие элементы 5 вдавливаются в массив и после сброса давления не восстанавливают свою исходную форму, оставаясь в сжатом “бочкообразном” состоянии.

Наиболее надежным, эффективным и универсальным для герметизации скважин, пройденных по практически любым, по прочностным характеристикам, породам является герметизатор типа “Таурс” (рисунок 3.2).

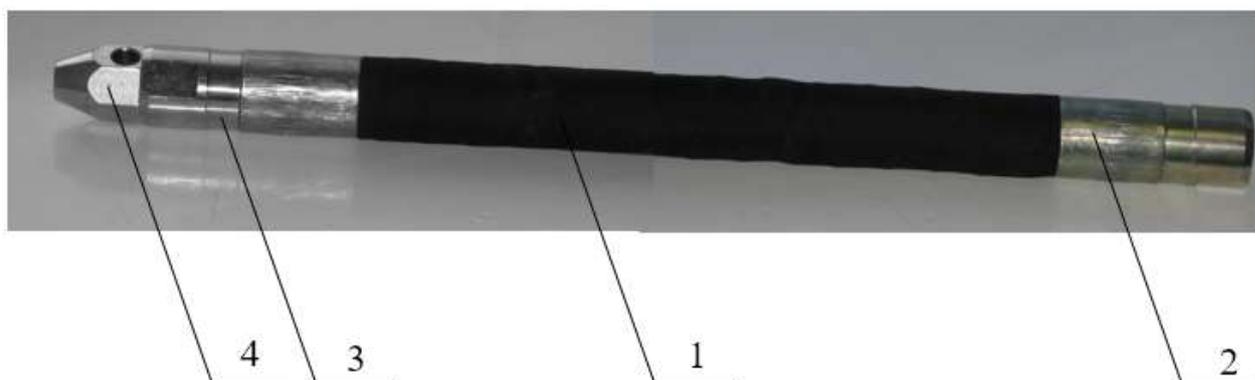


Рисунок 3.2. – Герметизатор типа “Таурс”

Базовая конструкция герметизатора типа “Таурс” представляет собой резиновый рукав 1 диаметром 42 мм, армированный металлической оплеткой особой навивки, с присоединительной фурнитурой 2 и 3, в одну из которых ввернут подпорный клапан 4, настроенный на давление его открытия (2–3 МПа). При подаче рабочей жидкости происходит расширение резинового рукава по всей его длине, что обеспечивает его плотный контакт со стенками скважины и ее надежную герметизацию. Затем, при росте давления открывается подпорный клапан 4 и рабочая жидкость поступает в загерметизированный участок скважины. При снятии давления “Таурс” принимает исходную форму и демонтируется для дальнейшего использования.

Однако “Таурс” не может быть использован для проведения поинтервальных гидроразрывов. Его конструкция позволяет загерметизировать либо устье скважины, либо определенный ее участок, а гидроразрыв массива происходит только в одном, наиболее слабом, месте по длине скважины.

Учитывая все преимущества данного устройства, оно было принято за базовое при разработке уравновешенного герметизатора для поинтервального гидроразрыва.

Идея модернизации конструкции заключается в использовании двух “Таурсов” последовательно связанных специальным устройством, позволяющим синхронизировать их работу и осуществлять эффективный доступ рабочей жидкости в загерметизированный участок скважины, расположенный между двумя герметизаторами.

Схема предполагаемого последовательного соединения “Таурсов” показана на рисунке 3.3.

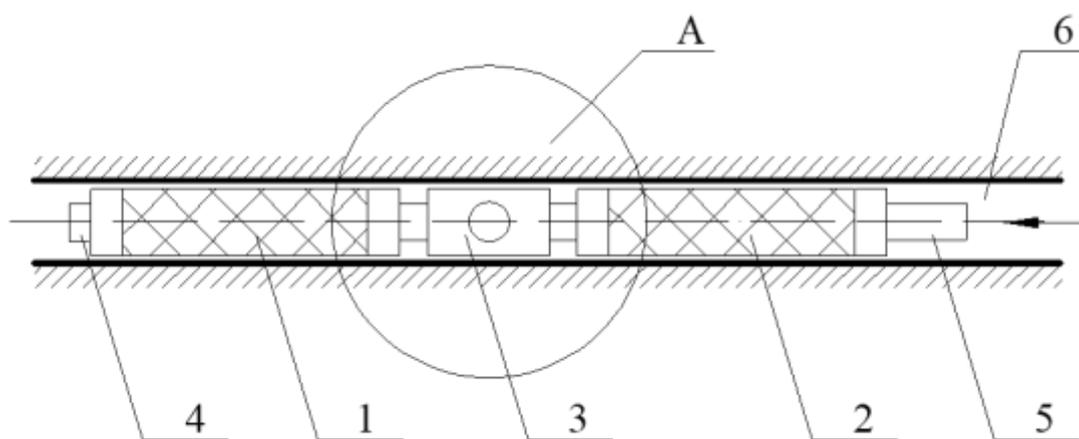


Рисунок 3.3. – Схема уравновешенного пакера. 1 – левый “Таурс”; 2 – правый “Таурс”; 3 – клапан – синхронизатор; 4 – заглушка; 5 – гнездо подвода жидкости от насоса; 6 – скважина (шпур); А – герметизируемый участок скважины

Данная конструкция уравновешенного герметизатора позволяет производить гидроразрывы в любом месте по длине скважины. Таким образом, главным вопросом применения рассматриваемого устройства для разупрочнения прочного пород-

ного прослойка в угольном массиве является разработка надежного и работоспособного синхронизирующего устройства 3.

### 3.2 Стендовые исследования режимов работы клапанов – синхронизаторов

Из разработанных конструкций [94, 96, 97] клапанов–синхронизаторов были отобраны две, как наиболее рациональные с точки зрения простоты изготовления, приемлемых габаритов и требуемой пропускной способности.

Основное отличие клапанов между собой – это конструкция запирающих элементов: один – золотникового типа, другой – клапанного.

Для лабораторных исследований синхронизаторов был разработан и изготовлен специальный стенд (рисунок 3.4), на котором исследованы режимы работы двух типов клапанных синхронизирующих устройств: золотниковый синхронизатор (ЗС-1) и клапанный синхронизатор (КС-1).

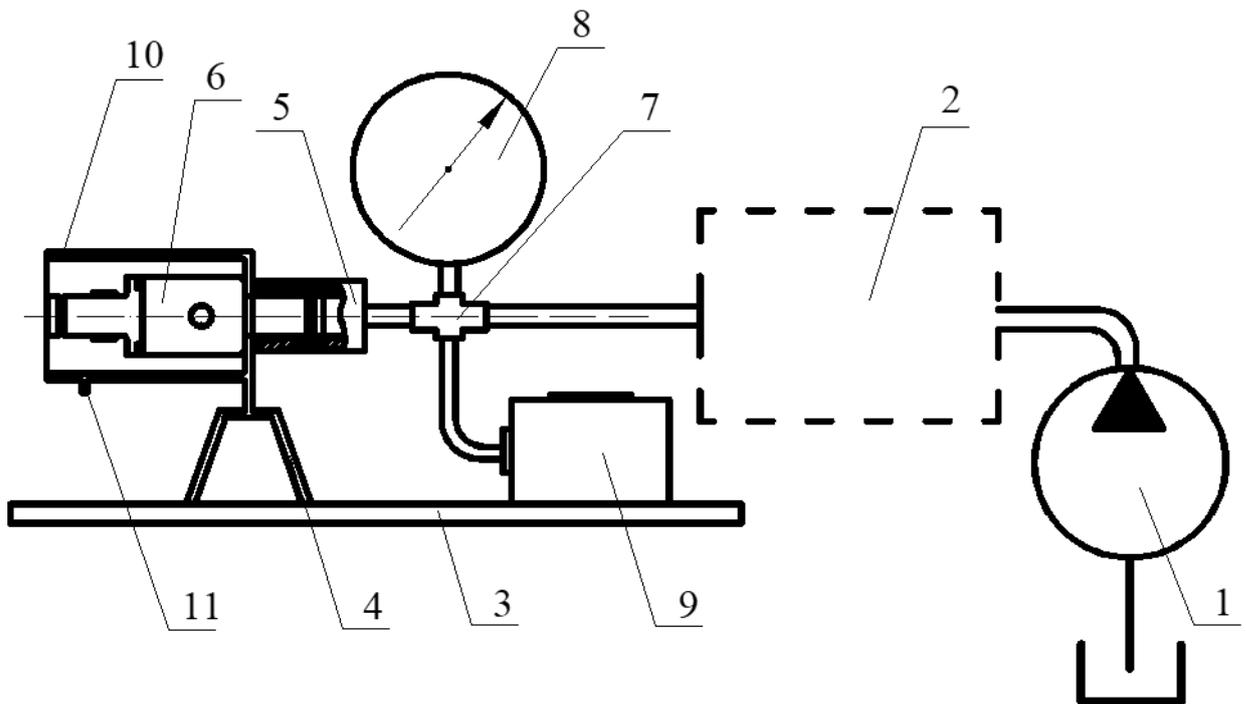


Рисунок 3.4. – Стенд для испытания синхронизаторов

Испытательный стенд состоит из насосной установки 1 с комплектом регистрирующей аппаратуры 2 (регулирующие клапаны, самопишущий манометр, расходомер), монтажного стола 3, кронштейна 4 с резьбовой муфтой 5, обеспечивающей соединение синхронизатора 6, через тройник 7, с регистрирующей аппаратурой 2 и манометрами 8 и 9. С целью обеспечения безопасности на синхронизирующее устройство 6 устанавливается кожух 10 со сливной трубкой 11. Кожух 10 выполнен из оргстекла и предохраняет от разбрызгивания рабочей жидкости в момент открытия клапана.

Для повышения точности построения расчетных зависимостей изменения давления рабочей жидкости в системе от ее расхода во время испытаний предусмотрено плавное регулирование расхода рабочей жидкости, позволяющее исключить резкие скачки в показаниях манометров.

Основные технические характеристики насоса и регистрирующей аппаратуры представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1. Характеристики оборудования

Оборудование	Рабочее давление, $P_{\max}$ , МПа	Рабочее давление, $P_{\min}$ , МПа	Расход Q, л/мин
Насос	45	-	10
Предохранительный клапан	50	2	60
Расходомер	60	-	40
Образцовый манометр	60	-	-
Самопишущий манометр	60	-	-

Рассмотрим подробнее конструктивные и технические особенности этих узлов (как основных) для определения возможностей повышения эффективности работы уравновешенного герметизатора.

На рисунке 3.5 представлена принципиальная конструктивная схема золотникового синхронизатора ЗС-1 в исходном положении.

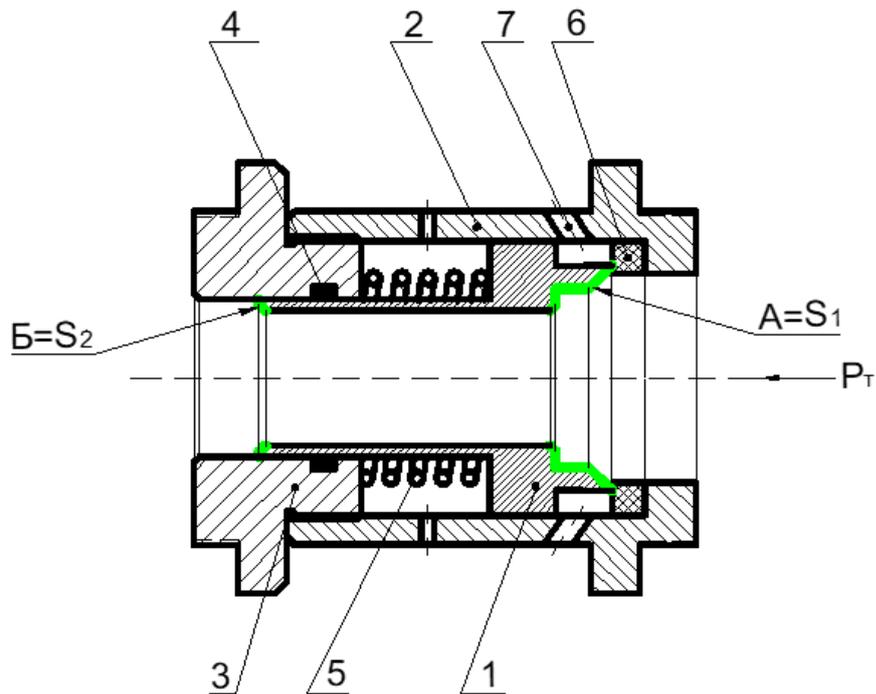


Рисунок 3.5. – Золотниковый синхронизатор ЗС - 1

Золотниковый синхронизатор включает в себя золотник 1, стакан 2, полую втулку 3, кольцевое уплотнение 4, пружину 5 и седло 6. Проход рабочей жидкости в полость А (см. рисунок 3.3) происходит через радиальные отверстия 7. Особенностью золотника 1 является то, что его торцевая площадь  $A = S_1$  больше торцевой площади  $B = S_2$ .

Как видно из рисунка 3.5 золотник 1 устанавливается внутри стакана 2 и поллой втулки 3, соединенных между собой резьбой. Поверхности контакта золотника 1 и поллой втулки 3 подвижны относительно друг друга и загерметизированы кольцевым уплотнением 4. Золотник 1 поджат пружиной 5, настроенной на расчетное давление открытия, к уплотнению 6.

После включения насоса рабочая жидкость через соединение 5 (см. рисунок 3.3) попадает в пакер 2, проходит через центральное отверстие золотникового синхронизатора 1 и заполняет пакер 3. Далее происходит синхронная герметизация участка А скважины 6 (см. рисунок 3.3) за счет раздутия обоих пакеров 2 и 3 под действием рабочей жидкости. Это происходит до тех пор, пока будет соблюдаться условие равновесия

$$P_T \cdot S_2 + F_{np} \geq P_T \cdot S_1, \quad (3.1)$$

где  $P_T$  – текущее значение давления жидкости, МПа;  $S_1$  – торцевая площадь А золотника 1, м<sup>2</sup>;  $S_2$  – торцевая площадь Б золотника 1, м<sup>2</sup>;  $F_{пр}$  – усилие прижатия золотника 1 к седлу 6 пружины 5, Н.

В случае, когда

$$P_T \cdot S_2 + F_{пр} < P_T \cdot S_1, \quad (3.2)$$

золотник 1 перемещается влево, сжимая пружину 5, отходит от седла 6 и жидкость через отверстия 7 поступает в межпакерную зону А (см. рисунок 3.3).

Схематическое изображение конструкции клапана-синхронизатора КС-1 представлено на рисунке 3.6. Он состоит из стакана 1, штуцера 3, клапана 2, седла 6 и пружины 5, которая герметично прижимает клапан 2 к седлу 6, при этом линия контакта образует окружность диаметром  $\varnothing Б$ . Уплотнение 7 герметизирует хвостовик клапана, имеющего диаметр  $\varnothing А$  от выходного отверстия 4. При этом  $\varnothing А < \varnothing Б$ .

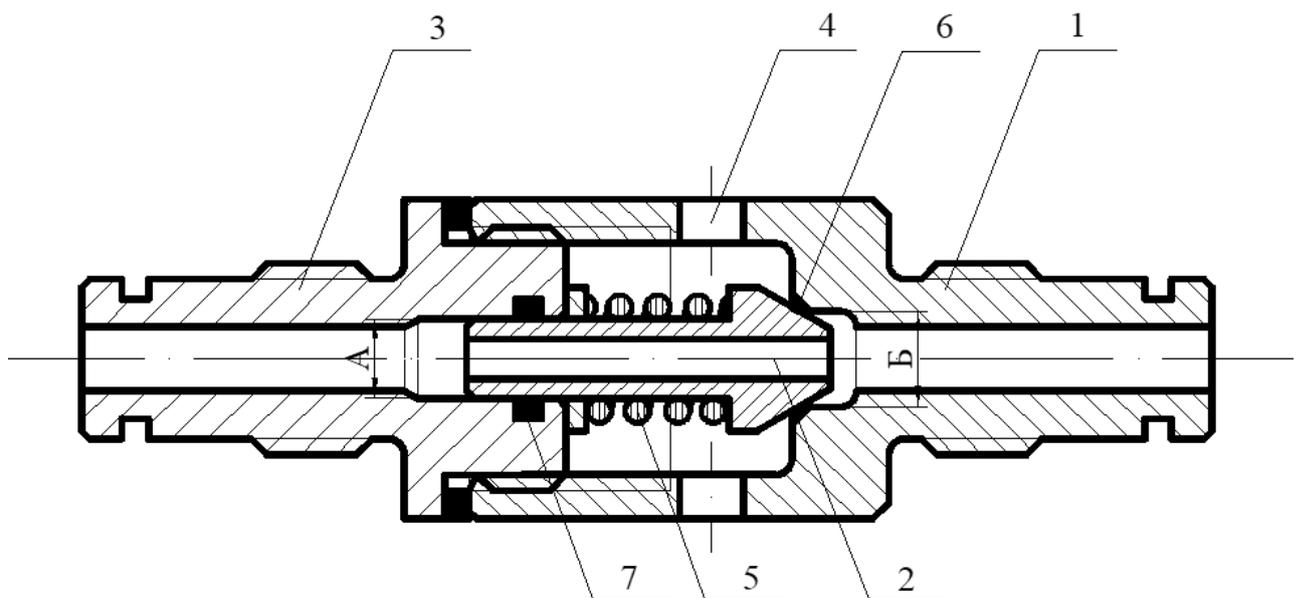


Рисунок 3.6. – Клапан-синхронизатор КС-1

Работа КС-1 осуществляется следующим образом: рабочая жидкость попадает во второй пакер последовательно через центральное отверстие первого пакера, внутреннее отверстие стакана 1 клапана-синхронизатора, а также через центральное отверстие клапана 2 и внутреннее отверстие штуцера 3. При этом пакера расширяются и герметизируют область шпура между ними. Дальнейший рост давле-

ния рабочей жидкости приводит к отходу клапана 2 от седла 5 и ее проходу к радиальным отверстиям 4 и далее в межпакерную зону. Далее осуществляется гидро-разрыв. Пружина 5 обеспечивает возврат клапана 2 в исходное положение. Как и в синхронизаторе ЗС-1, условием открытия клапана 2 является выполнение следующего неравенства

$$P_T \cdot S_A + F_{np} < P_T \cdot S_B. \quad (3.3)$$

Исследование режимов работы разработанных конструкций синхронизирующих устройств (рисунки 3.5, 3.6) для проведения поинтервальных гидро-разрывов массива горных пород производилось на специальных стендах. Первый стенд (см. рисунок 3.4) предназначен для испытания клапанов – синхронизаторов различных конструкций на работоспособность и определения характеристик их работы. Второй стенд (рассмотрен далее) включает в себя дополнительно трубу, имитирующую скважину и позволяет испытывать конструкцию герметизирующего устройства в условиях, максимально приближенных к реальным.

Для повышения достоверности данных, полученных в ходе проведения лабораторных исследований работы синхронизирующих устройств, количество испытаний было увеличено до 12 рабочих циклов (открытие – закрытие).

На рисунке 3.7 приведен график основных показателей работы золотникового синхронизатора, а на рисунке 3.8 – клапанного.

Анализ представленных графиков показывает, что клапан золотникового синхронизатора имеет значительно больший разброс по давлению открытия ( $P$ ) при одном и том же подаваемом расходе рабочей жидкости. Разброс составляет примерно 1,5÷2,0 МПа. Для клапанного синхронизатора этот разброс не превышает 0,5 МПа. При этом для обеих конструкций клапанов–синхронизаторов график 1 был записан после продавливания через них 20 литров рабочей жидкости, график 2 – после 100 литров, а график 3 – после 200 литров.

Другими словами, клапан-синхронизатор быстрее реагирует на изменение режима работы гидросистемы и обеспечивает устойчивость ее работы.

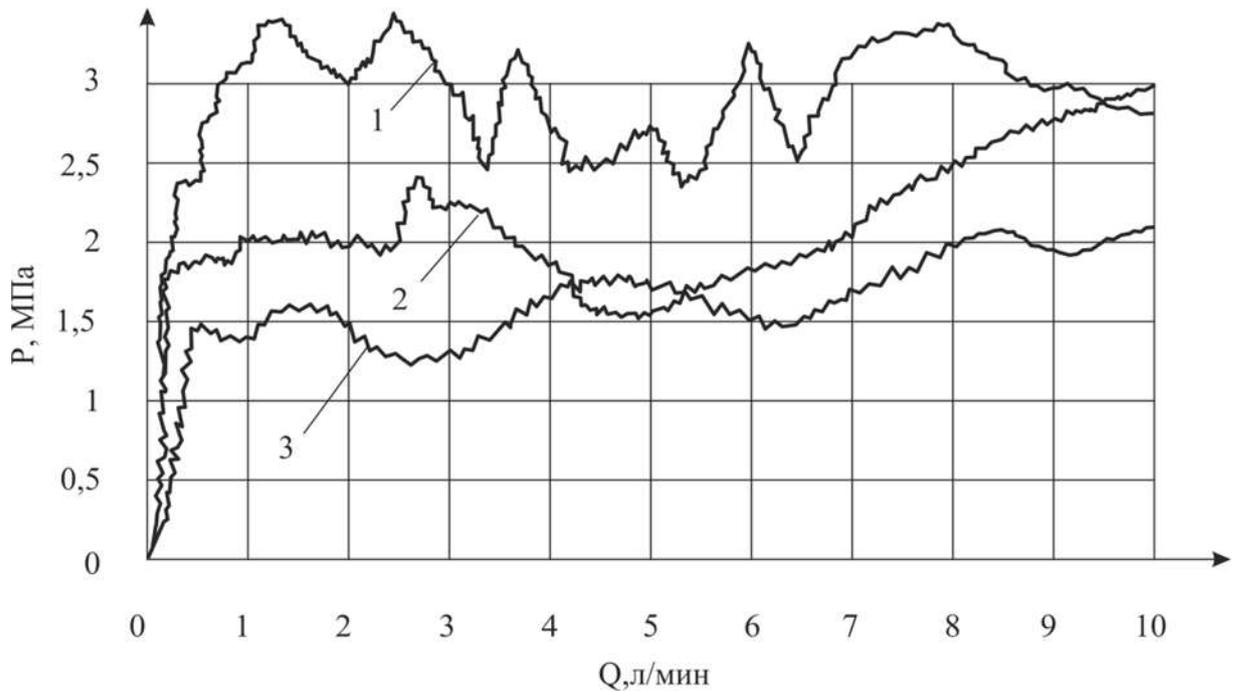


Рисунок 3.7 – График зависимости давления открытия золотникового синхронизатора от расхода рабочей жидкости

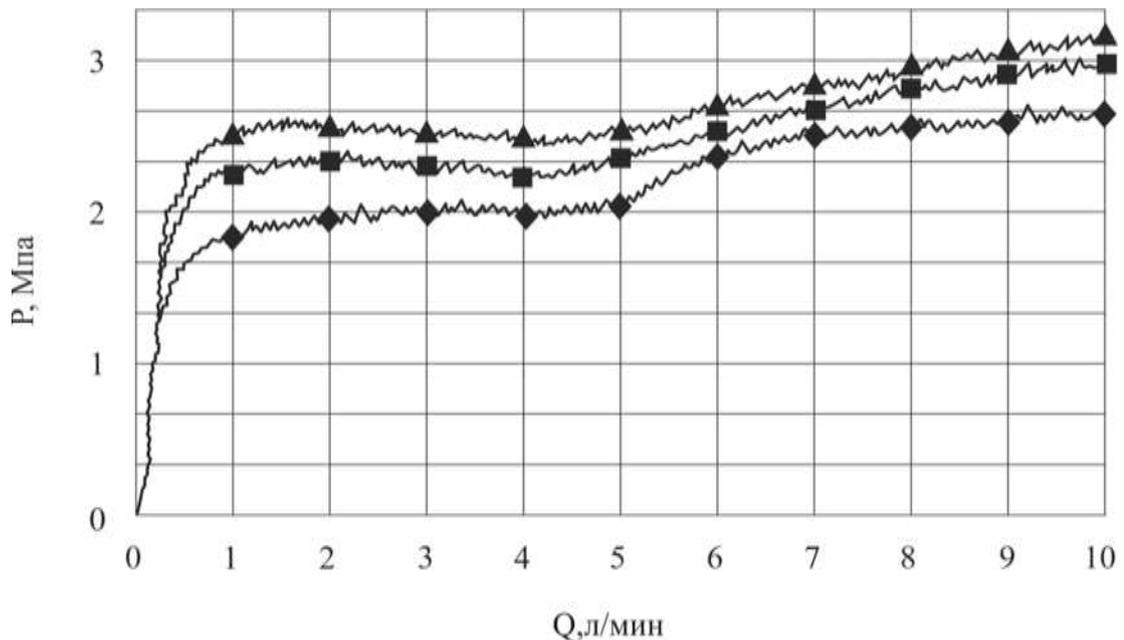


Рисунок 3.8 – График зависимости давления открытия клапана-синхронизатора от расхода рабочей жидкости

Таким образом, результаты лабораторных исследований позволили определить, что наиболее работоспособный синхронизатор – клапанный синхронизатор (см. рисунок 3.6), который был принят для проведения дальнейших лабораторных исследований и шахтных экспериментов.

### 3.3 Конструкция уравновешенного герметизатора и лабораторные исследования режимов его работы

Уравновешенный герметизатор (рисунок 3.9) создан на основе двух соединенных между собой специальным клапаном–синхронизатором 3 пакеров 1, 2 типа “Тaurus” [98 – 101]. Предварительно из них демонтированы подпорные клапаны и, согласно схеме (см. рисунок 3.3), пакер 2 с одного конца заглушен пробкой 4, а другой его конец имеет резьбовое соединение с синхронизатором 3. Второй пакер 1 одним резьбовым концом соединен с синхронизатором 3, а второй резьбовой конец 5 предназначен для присоединения через систему жестких и гибких трубопроводов к насосной станции. Работоспособность уравновешенного герметизатора (УГ) определяется уровнем синхронизации работы пакеров.

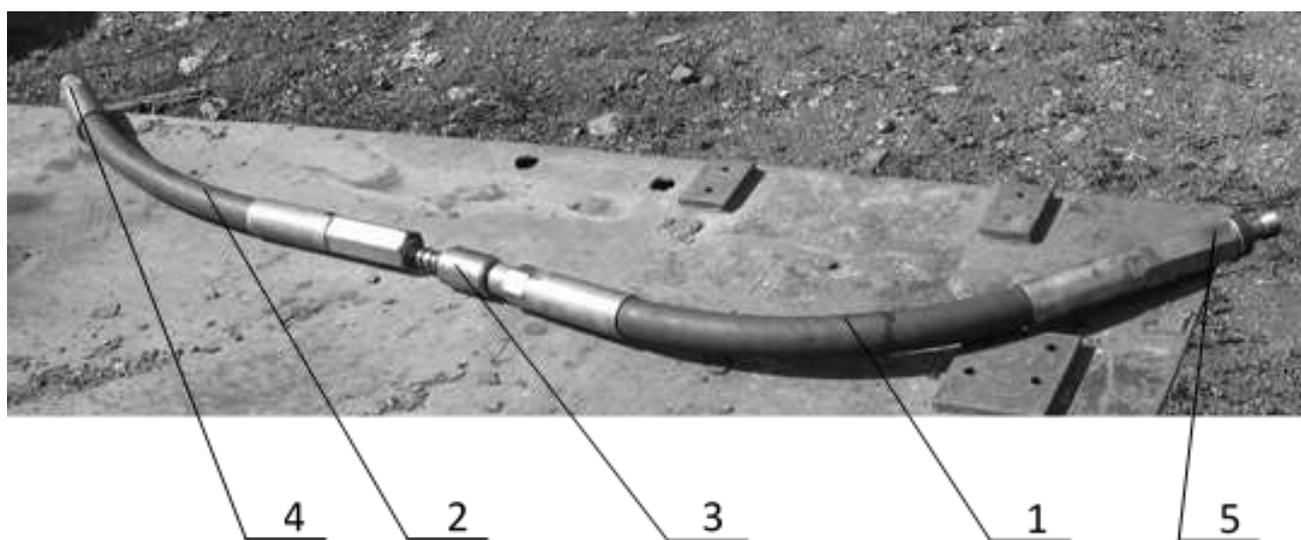


Рисунок 3.9. – Уравновешенный герметизатор (УГ)

На испытательном стенде (см. рисунок 3.4) дополненным трубой, имитирующей участок скважины с размещенным в ней испытываемым устройством, были проведены лабораторные исследования данной конструкции уравновешенного герметизатора. Схема модернизированного стенда представлена на рисунке 3.10.

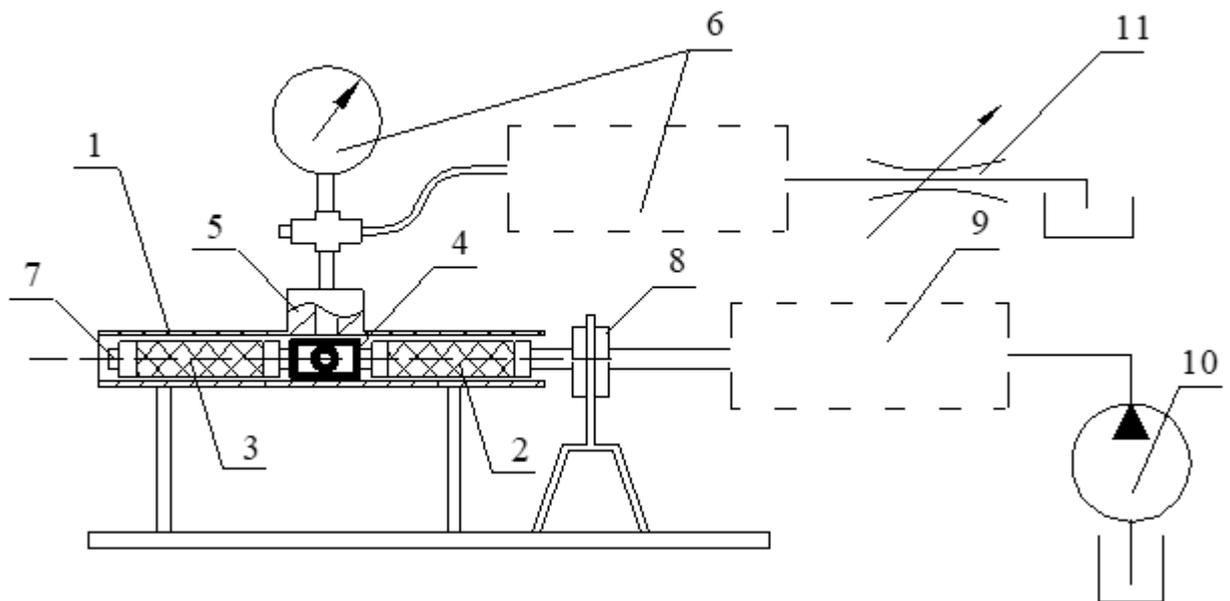


Рисунок 3.10. – Схема испытательного стенда

Длина трубы 1 выбиралась из расчета размещения в ней герметизирующего устройства, состоящего из двух пакеров 2 и 3, а также синхронизатора 4 и составляет 5,5 метров. В ее средней части приварена “бобышка” 5 со сквозным резьбовым отверстием, через которое к системе присоединен комплект регистрирующей аппаратуры 6. Герметизатор 3 глушится резьбовой пробкой 7, а свободный конец пакера 2 через резьбовую муфту 8 и комплект регистрирующей аппаратуры 9 соединен с насосом 10. Отвод жидкости из межпакерной зоны регулировался дросселем 11.

В лабораторных исследованиях использовался насос, имеющий максимальную производительность  $Q_{\max} = 10$  л/мин, рабочее давление  $P = 20$  МПа (максимальное давление насоса  $P_{\max} = 45$  МПа).

Исследования на стенде производятся следующим образом: герметизатор в собранном состоянии устанавливается в трубе – имитаторе 1 (рисунок 3.10) так, чтобы положение отверстия клапана синхронизатора 4 совпадало с отверстием в “бобышке” 5, после чего, посредством приоткрытия пробки 7 и дросселя 11, входящего в комплект регистрирующей аппаратуры 9 и насоса 10, из системы удаляется воздух. Затем пакер 3 глушится пробкой 7, а дроссель 11 закрывают. После визуальной проверки всех узлов стенда, путем изменения во времени режимов подачи рабочей жидкости в имитируемое загерметизированное пространство скважины

начинается исследование работы синхронизатора 4. После окончания каждого этапа исследований насос 10 отключается, давление в системе сбрасывается до нулевого значения.

На рисунке 3.11 представлен характерный график изменения давления рабочей жидкости в системе по времени, описывающий режимы работы герметизирующего устройства с выбранной конструкцией синхронизатора.

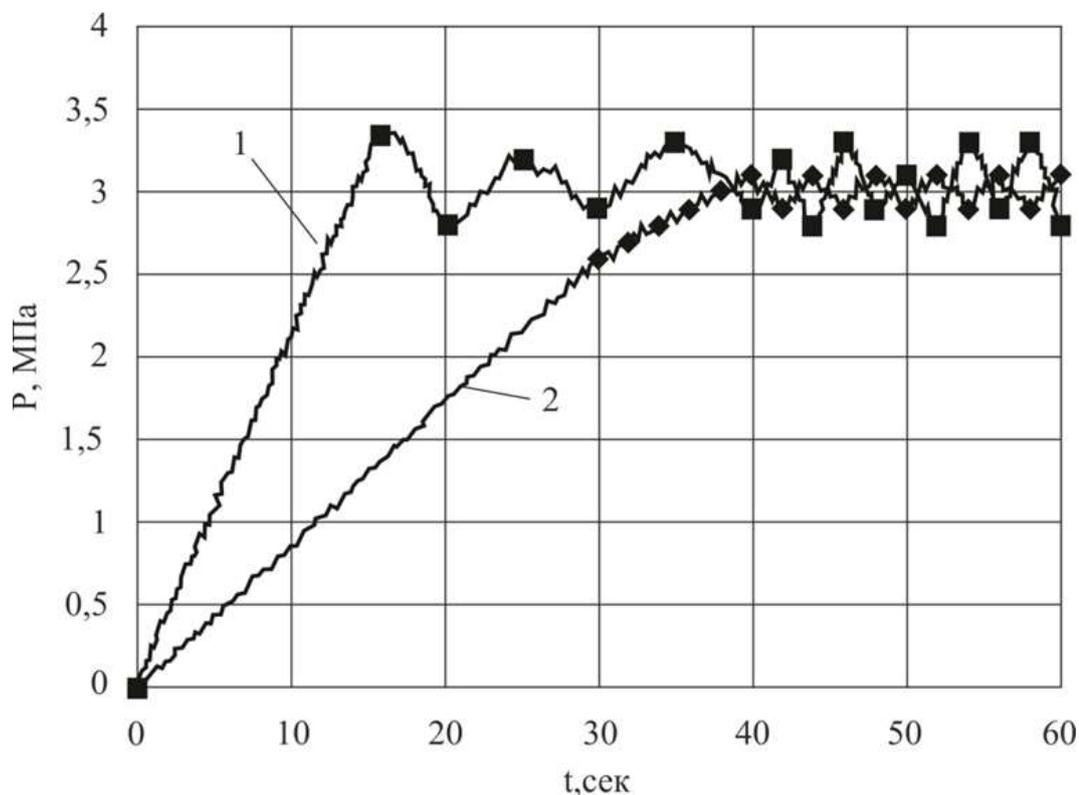


Рисунок 3.11. – График изменения давления рабочей жидкости во времени:

1 – при расходе  $Q = 10$  л/мин; 2 – при расходе  $Q = 3$  л/мин

В ходе проведения данных исследований дроссель 11 был полностью открыт. Пружина клапана настроена на давление открытия 3 МПа. Каждый этап эксперимента заканчивался тем, что, регулируя расход рабочей жидкости дросселем 11, исследовали изменение давления в межпакерной области и степень ее герметичности, то есть отсутствие перетоков из загерметизированной зоны.

Лабораторные исследования показали работоспособность данной конструкции герметизирующего устройства, высокую степень герметичности герметизируемого участка скважины, то есть отсутствие перетоков рабочей жидкости из межпакерного пространства.

### 3.4 Разработка схемы заложения шпуров в породном прослойке для проведения поинтервальных гидроразрывов в шахтных условиях

Первые эксперименты по поинтервальному гидроразрыву прошли на шахте “Романовская” (лава №2) после отхода механизированного комплекса от монтажной камеры на 800 метров [102 – 104]. Средняя мощность прослойка в этом месте составляла 300-400 мм.

Исходя из горно-геологических характеристик залегания угольного пласта “Абрамовский”, а также результатов лабораторных исследований по изменению физико-механических свойств породного прослойка путем его водонасыщения и опыта бурения сложноструктурных горных массивов [105, 106] была разработана предварительная схема расположения скважин в массиве (рисунок 3.12) с целью проведения поинтервальных гидроразрывов (ПГР).

Данная технологическая схема предполагает бурение, сверху вниз (для улучшения условий пропитки за счет гравитационных сил) станком типа БЖ – 45 скважин, диаметром 42 – 45 мм, в средней части породного прослойка или над ним (в зависимости от мощности) глубиной около 40 м и шагом, примерно, 10 м. Шаг заложения скважин  $h$ , м, определен из необходимого условия взаимного перекрытия поверхностей гидроразрыва из соседних скважин, а также обеспечения сплошного водонасыщения породного прослойка по формуле

$$h = R \cdot k_1 \cdot k_2, \quad (3.4)$$

где  $k_1$  – коэффициент неравномерности развития радиуса трещинообразования;  $k_2$  – коэффициент перекрытия плоскостей гидроразрыва;  $R$  – расчетный радиус гидроразрыва, м.

Экспериментальными исследованиями установлено, что в угольном массиве  $R_i = 15$  м,  $k_1 = 0,3-0,5$ ,  $k_2 = 1,5-1,8$ . Таким образом, шаг бурения скважин при проведении ПГР в угле составляет  $h = 10$  м.

Следует отметить, что технологическая схема заложения скважин определяется индивидуально для каждой конкретной задачи и в случае изменения горно-

геологических условий параметры скважин и схема их заложения также изменятся.

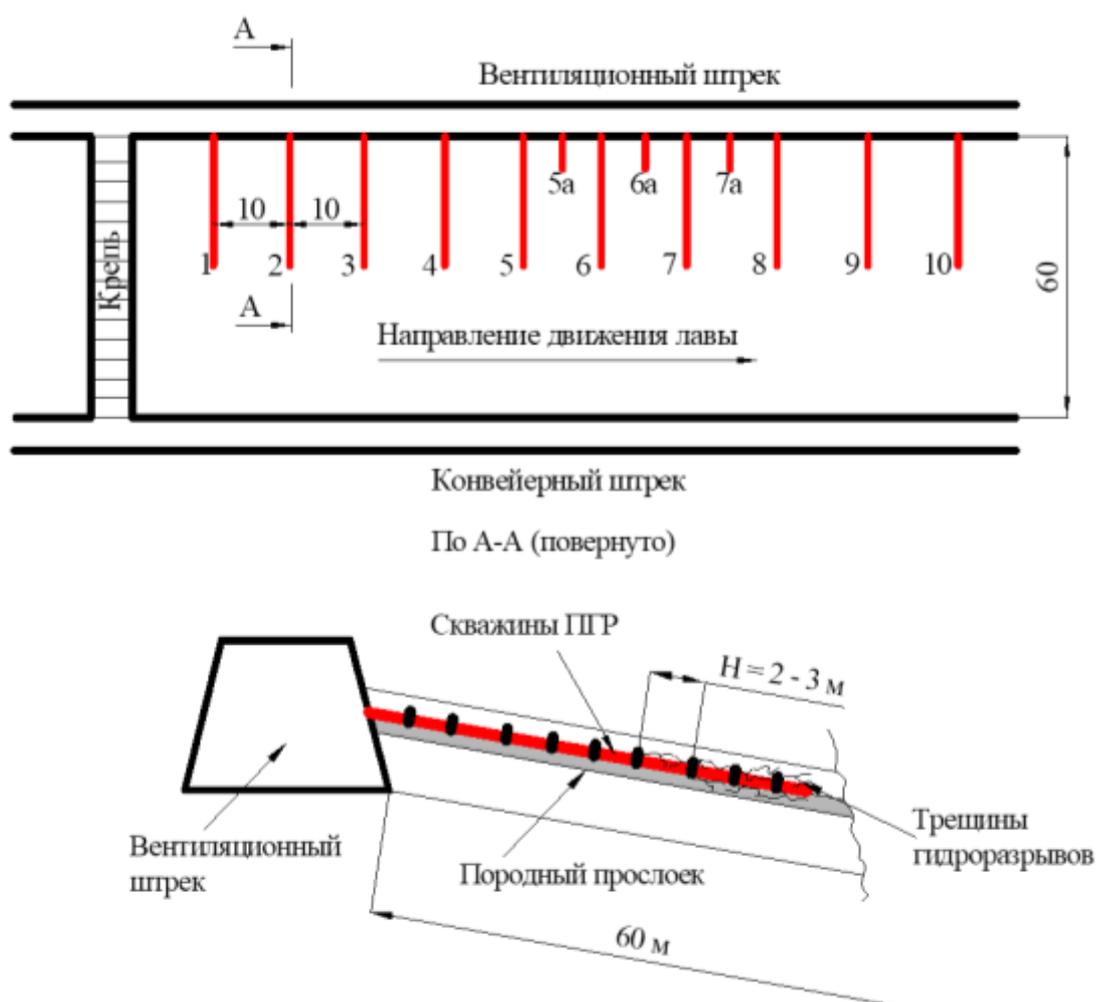


Рисунок 3.12. – Схема заложения скважин для ПГР породного прослойка ( $H$  – шаг гидроразрывов по длине скважины)

Шаг гидроразрывов по длине скважины ( $H$ ) определяется геометрическими характеристиками герметизатора. Скважины 5а, 6а, 7а были пробурены с целью контроля поинтервальных гидроразрывов и определения эффективности водонасыщения породного прослойка между основными скважинами. Гидроразрывы из них были проведены односторонними герметизирующими устройствами. В результате инструментального и визуального контроля было показано, что рабочая жидкость из всех этих скважин проникла в смежные основные скважины. Таким образом, эти промежуточные исследования показали эффективность предложенного способа для разупрочнения породного прослойка.

На рисунке 3.13 представлена схема монтажа и расположения оборудования

при реализации ПГР и водонасыщения породного прослойка. Длина гибкого трубопровода между жестким трубопроводом и тройником с манометром должна быть не менее 3,5 м, так как при сбросе давления после гидроразрыва герметизаторы могут быть выброшены из скважины остаточным давлением рабочей жидкости и травмировать персонал. Сборка оборудования осуществляется в шахте непосредственно перед проведением гидроразрывов после бурения скважин.

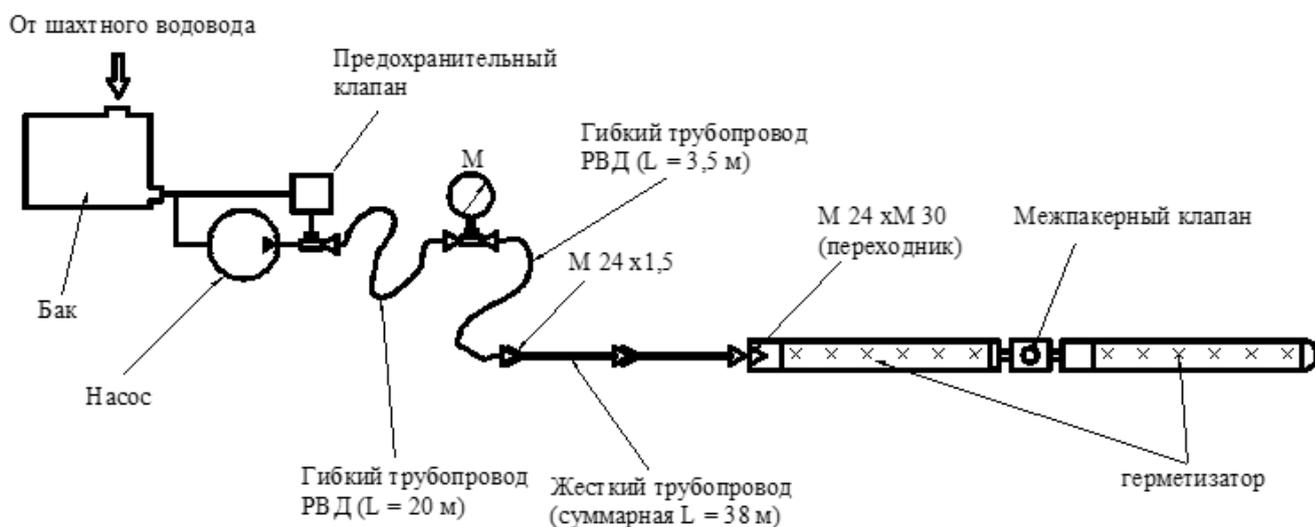


Рисунок 3.13. – Монтажная схема оборудования

Для проведения гидроразрывов и последующего нагнетания рабочей жидкости в породный прослойк использовалась насосная станция типа МГНР 20–30–1, включающая бак емкостью 200 л. Автомат разгрузки настраивался на рабочее давление 20 МПа при производительности насоса до 40 л/мин.

Нагнетание рабочей жидкости по давлению производится в двух режимах: первый – заканчивается после гидроразрыва, то есть создания искусственной трещины в массиве; второй – нагнетание воды в режиме водонасыщения пласта в течении 5–8 мин., что соответствует нагнетанию, примерно, 200–300 литров рабочей жидкости (бак насосной станции постоянно пополняется от шахтового водовода).

Схема расположения технологического оборудования в скважине представлена на рисунке 3.14. Данная схема универсальна для любых задач по проведению гидроразрывов горных пород.

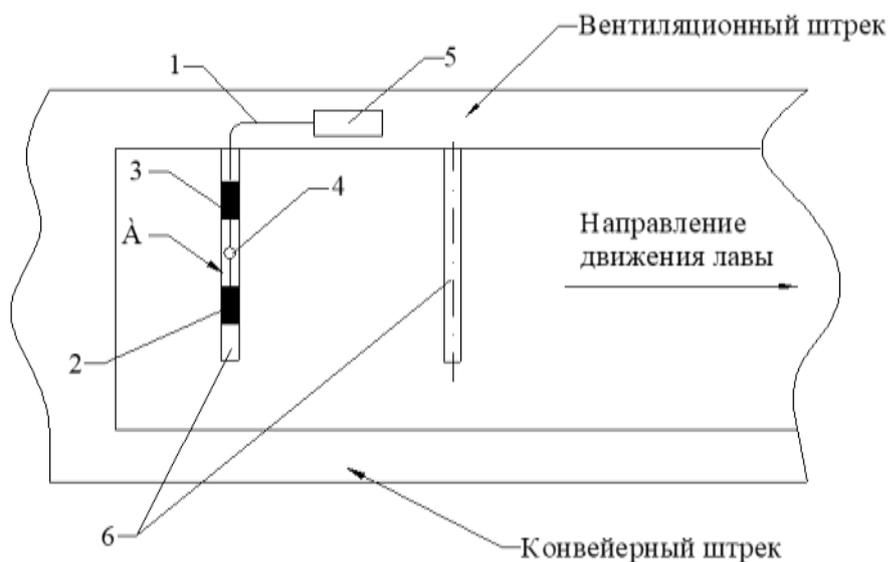


Рисунок 3.14. – Технология пропитки породной прослойки. 1 – трубопровод; 2 – нижний пакер; 3 – верхний пакер; 4 – клапан – синхронизатор; 5 – насос; 6 – скважины

Последовательность проведения работ по гидроразрыву и водонасыщению массива и ее реализация на экспериментальном участке в лаве № 2 шахты “Рома-новская” состоит из следующих этапов:

1. Из верхнего (вентиляционного) штрека (рисунок 3.14) в плоскости породной прослойки бурят скважины 6 глубиной 40 м (при этом оставшаяся часть породной прослойки в связи с уменьшением его мощности к центру лавы пропитывается за счет гравитационных сил) и диаметром 45 мм. Шаг бурения по длине горной выработки составляет 10 м.
2. Уравновешенный герметизатор устанавливается в скважине и перемещается на глубину 35 – 37 м, подключается к насосной станции посредством трубопровода и производится нагнетание рабочей жидкости. Межпакерный клапан до начала установки настраивается на давление открытия  $P_0 = 1,5$  МПа. После осуществления гидроразрыва рабочая жидкость еще в течении 5–8 мин подается в скважину с целью повышения эффективности пропитки или до ее появления у устья.
3. После отключения насоса демонтируют одну–две секции “жесткого” трубопровода, в зависимости от конкретных горно-геологических условий и решаемых задач, перемещают герметизатор на 2–3 м вверх и повторяют операцию 2. Далее в

такой же последовательности производят гидроразрывы и на других уровнях скважины.

4. Каждую скважину после гидроразрыва самотеком заполняют раствором соляной кислоты не менее двух раз в сутки, что способствует более интенсивному разупрочнению породного прослойка.

Первоначально в качестве рабочей жидкости была использована вода. Это было сделано для получения сравнительных результатов, позволяющих определить эффективность использования того или иного раствора. После пропитки породного прослойка, для исследований результата воздействия водонасыщения на породный прослойк вновь были испытаны образцы, доставленные из района забоя, расположенным между 6 и 7 скважинами (см. рисунок 3.12). Эти экземпляры проверялись на влагонасыщенность и прочность на сжатие по методике, предложенной и описанной в главе 2.

На рисунке 3.15 представлен вид забоя в месте, откуда были изъяты образцы породного прослойка, а в таблице 3.2 представлены сравнительные результаты исследований, по основным параметрам, породного прослойка после осуществления его пропитки, взятого из забоя с “эталонным”, взятым из сухого забоя и пропитанного водой в лабораторных условиях до 100%-го водонасыщения.

Визуальный анализ рисунка 3.15 показывает, что рабочая жидкость распространяется по породному прослойку по искусственным и естественным трещинам, образуя в нем отдельные перевернутые “конусы”, имеющие общее основание. Анализ данных, приведенных в таблице 3.2 показывает, что прочность образцов снизилась недостаточно для эффективного их разрушения очистным комбайном. Таким образом, времени 4–5 суток, в течение которых лава подошла к скважинам, недостаточно для полного водонасыщения прослойка и заметного улучшения условий выемки угля из пласта “Абрамовский”.

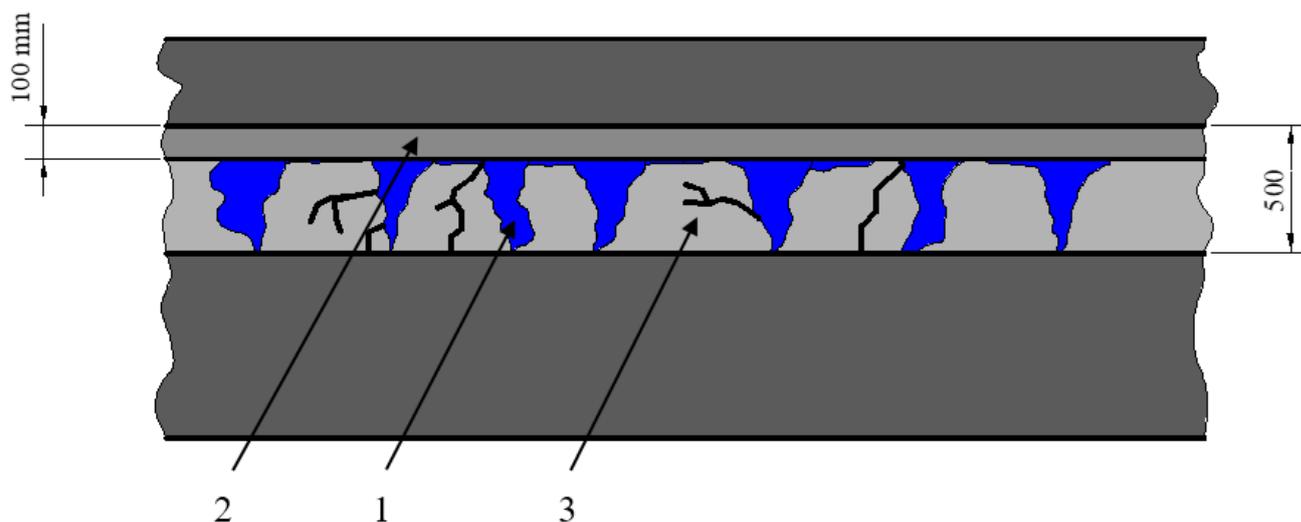


Рисунок 3.15. – Вид на забой. 1 – водяные “конусы”; 2 – темный прослойк;  
3 – светлый прослойк

Таблица.3.2. Результаты сравнительных исследований образцов породного прослойка и пропитанный в лабораторных условиях

Образцы	Водонасыщенность		Прочность на сжатие, $\sigma_{сж}$ МПа
	в %	На ед. объема, л/м <sup>3</sup>	
“эталонный” образец *	100	30	20 – 25
Шахтный образец	30	10	25 – 28

\* – за эталонный образец принят первоначальный, доставленный в августе 2009 г.

В соответствии с полученными результатами пропитка породного прослойка в дальнейшем будет проводиться с применением растворов соляной кислоты в качестве рабочей жидкости.

В ходе выполнения первого этапа экспериментальных исследований на шахте “Романовская” по использованию метода ПГР с целью снижения прочности породного прослойка угольного пласта “Абрамовский” было подготовлено и обработано 10 скважин. В каждой из них гидроразрывы осуществлены на 7 уровнях при усредненных давлениях, представленных в таблице 3.3.

Таблица 3.3. Давление рабочей жидкости в скважинах при проведении гидроразрывов

№ гидроразрыва по длине скважины		1	2	3	4	5	6	7
Давление, МПа	max	10,0	11,0	8,0	7,0	9,0	10,0	10,0
	min	6,0	6,0	5,0	5,0	5,0	8,0	7,0

На рисунке 3.16 представлена одна из характерных записей изменения давления в период гидроразрыва и водонасыщения, полученная на первом шаге.

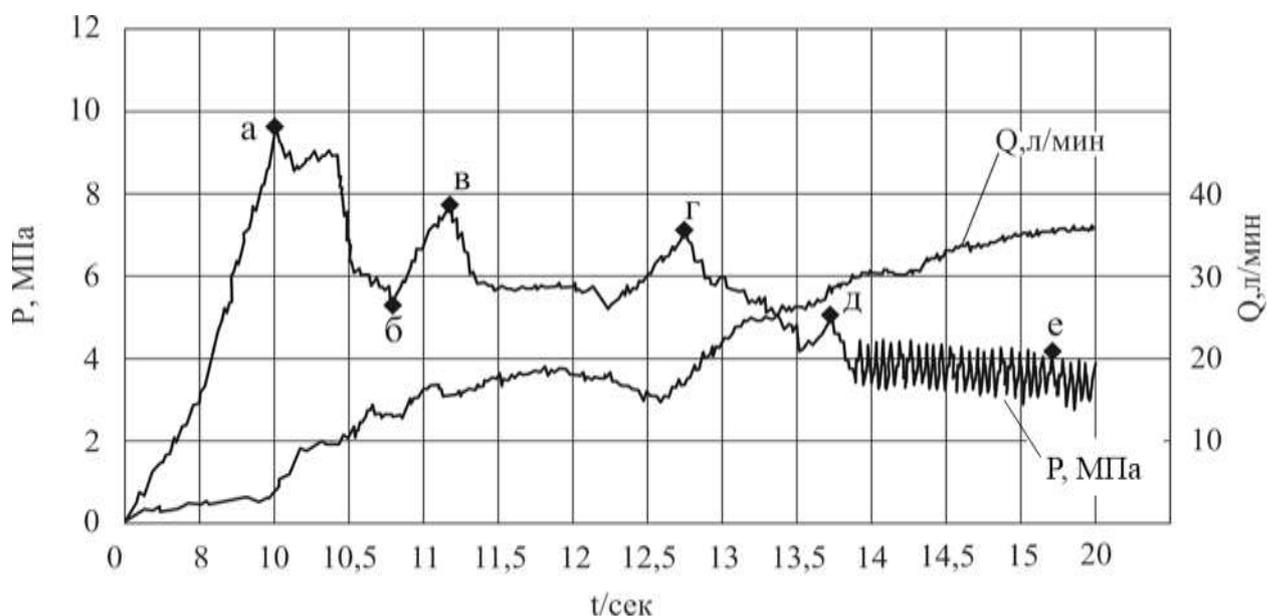


Рисунок 3.16. – Характерная запись изменения давления рабочей жидкости и ее расхода в загерметизированном участке скважины при гидроразрыве

Как видно из записи, в течение первых 8–10 секунд (этап 0 – а) работы насоса, происходит резкий рост давления рабочей жидкости в системе до предела прочности массива. В этот период происходит заполнение и последующее увеличение наружных диаметров “Таурсов” до соприкосновения со стенками скважины. Этот процесс обеспечивает герметизацию межпакерной зоны. Примерно еще через 2 секунды (участок кривой а – б) происходит гидроразрыв и рабочая жидкость через клапан КС-1 поступает в образовавшуюся искусственную трещину. После гидроразрыва снова возрастает (участок кривой б – в), что свидетельствует об очередной ступени развития искусственной трещины. Так продолжается в течение некоторого времени (этап б – г), которое может меняться от 3 до 15 секунд. На этапе (г – д – е)

происходит дальнейшее эволюционное развитие трещины с постепенным затуханием амплитуды гидроразрыва и выходом на режим водонасыщения при средне-постоянном давлении рабочей жидкости. В зависимости от конкретных горно-геологических условий и задач нагнетание рабочей жидкости в массив в режиме водонасыщения можно производить в течение времени, которое определяется исходя из расхода 30–40 л/мин. После выключения насоса давление рабочей жидкости в системе постепенно (плавно), под действием массы вышележащей толщи горного массива снижается до нуля (на записи не показано).

В процессе гидроразрыва массива и нагнетания рабочей жидкости (участок кривой д – е) в гидросистеме насоса было замечено возникновение пульсации, которая сопровождалась звуковым эффектом, напоминающим работу низкочастотного вибратора (с частотой, примерно, 16–20 Гц). С отключением герметизатора от гидросистемы пульсация и вибрация прекращались. При повторных включениях насоса, давление в системе снова повышалось до, примерно, 4–6 МПа и процесс вибрации с шумовым эффектом повторялся. Возникающая вибрация способна выводить из строя измерительную, регулирующую аппаратуру и клапанную систему насосной станции.

После окончания всех запланированных на первом этапе шахтных экспериментов, первоочередной задачей стало установление источника виброшумового эффекта. С этой целью было предложено воспользоваться методом поочередного отключения (методом исключения) узлов гидрооборудования для проведения гидроразрыва (трубы, соединительная арматура, измерительная аппаратура и т. д.) от насосной установки. В результате вибрация прекратилась после отключения от системы уравновешенного герметизатора.

Таким образом, был достоверно установлен источник вибрации, а именно – уравновешенный герметизатор, который был демонтирован и доставлен в сборе в лабораторию для более детального исследования режимов его работы на лабораторном стенде.

### 3.5 Теоретические исследования работы синхронизирующего устройства

Исходя из многолетнего опыта применения герметизаторов типа “Таурс”, которые зарекомендовали себя как надежные и безотказные конструкции, можно сделать предположение о наиболее вероятном источнике вибрации – это клапан-синхронизатор КС-1.

Далее приведем теоретическое исследование особенности истечения рабочей жидкости через клапан на основе известных положений уравнения Бернулли для идеальных жидкостей [107 – 110].

Первоначально, как во время проведения лабораторных исследований, так и во время проведения первых шахтных экспериментов, синхронизирующий клапан КС-1 устанавливался по классической схеме – запирающие элементы расположены со стороны трубопровода подводящего рабочую жидкость от насоса. Такая компоновка позволяла соединять два герметизирующих устройства (правый и левый) через центральное отверстие 4, запирающего элемента (см. рисунок 3.6), относительно небольшого диаметра и синхронизировать рост подпорного давления в обоих пакерах. При открытии клапана его пропускная способность (площадь кольцевой щели, образующейся между запирающим элементом и седлом 6) соответствует максимальной пропускной способности арматуры, через которую поступает рабочая жидкость от насоса.

Рассмотрим работу клапана в статике и динамике на примере записи, представленной на рисунке 3.16. На рисунке 3.17 показаны закрытое (рисунок 3.17, а) и открытое (рисунок 3.17, б) положения клапана в процессе его работы под действием давления рабочей жидкости.

До включения насоса испытуемый клапан закрыт (рисунок 3.17, а), а запирающий элемент 1 прижат к седлу 2 пружиной 3. Далее, после начала работы насоса поток рабочей жидкости  $Q_1$  заполняет правый пакер (пакеры на схеме не показаны), затем проходит через клапан 4 и заполняет левый пакер. При этом  $Q_1=Q_2$ . С учетом того, что жидкость считаем не сжимаемой, то давление в обоих пакерах возрастает

синхронно и они, расширяясь, прижимаются к стенкам скважины, герметизируя межпакерное пространство.

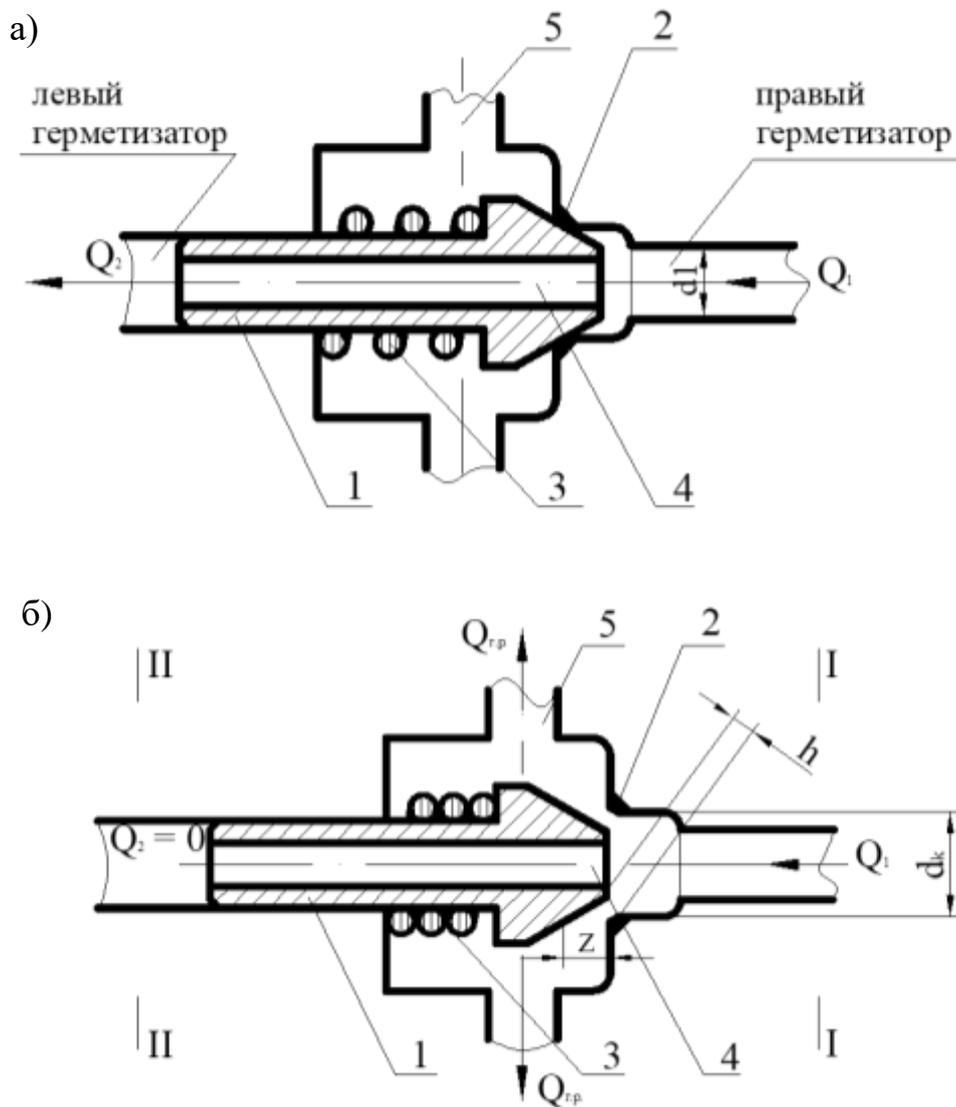


Рисунок 3.17. – Схема работы клапана. 1 – запирающий элемент; 2 – седло; 3 – пружина; 4 – центральное отверстие; 5 – каналы подачи рабочей жидкости в зону гидроразрыва

Клапан открывается, то есть запирающий элемент 1 отходит от седла 2 (рисунок 3.17, б), образуя кольцевую щель шириной  $h$ , мм, когда давление рабочей жидкости начинает превышать 3 МПа (на это настроена пружина 3):

$$h = z \cdot \sin \alpha, \quad (3.5)$$

где  $z$  – максимальный ход запирающего элемента, мм;  $\alpha$  – угол наклона конусной части запирающего элемента к оси клапана, град.

Тогда площадь щели  $S$ , мм<sup>2</sup>, определится, как

$$S = \pi \cdot d_k \cdot z \cdot \sin \alpha, \quad (3.6)$$

где  $d_k$  – диаметр канала, по которому к запирающему элементу 1 подходит поток рабочей жидкости  $Q_1$ , мм.

В момент открытия клапана рабочая жидкость, через правый герметизатор и кольцевую щель  $h$  клапана и далее сквозь отверстия 5 начинает поступать в зону гидроразрыва. С этого момента  $Q_2 = 0$ . Из записи изменения давления (см. рисунок 3.16) видно, что после открытия клапана происходит резкий скачек давления и такое же падение (участок записи а – б – в), что, как говорилось выше, свидетельствует о начале роста трещины и осуществлении гидроразрыва. В образовавшуюся трещину начинает поступать рабочая жидкость с расходом:

$$Q_{г.р.} = Q_1 \cdot k_a, \quad (3.7)$$

где  $Q_{г.р.}$  – расход рабочей жидкости в созданную в результате гидроразрыва трещину, л/мин;  $Q_1$  – расход рабочей жидкости, поступающей от насоса и равный 40 л/мин;  $k_a$  – коэффициент, учитывающий потери расхода рабочей жидкости на всех участках линий от насоса до клапана-синхронизатора КС-1.

Прикладная величина  $k_a$  была определена в ходе проведения шахтовых экспериментов. Было установлено, что она зависит от усредненного проходного сечения магистральных трубопроводов, их длины, а также особенностей местных сопротивлений. Для экспериментального оборудования он составил  $k_a = 0,9$  и, соответственно  $Q_{г.р.} = 36$  л/мин.

Таким образом, после гидроразрыва через синхронизатор должен проходить поток рабочей жидкости с расходом 36 л/мин. Следовательно, этот расход, проходя через клапан, и вызывает вибрацию в системе и шумовой эффект.

Рассмотрим сечения I-I и II-II, проходящие по правому и левому (тупиковому) герметизаторам при закрытом клапане (рисунок 3.17, а). Для описания режима течения рабочей жидкости в процессе работы запишем уравнение Бернулли в общем виде (без учета коэффициента  $\alpha$  – Кориолиса) для этих двух сечений.

$$g \cdot z_1 + \frac{P_1}{\rho} + \frac{v_1^2}{2} = g \cdot z_2 + \frac{P_2}{\rho} + \frac{v_2^2}{2}, \quad (3.8)$$

где  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $z_i$  – расстояние между центром тяжести  $i$  – ого сечения и горизонтальной плоскостью, м;  $\rho$  – плотность среды (рабочей жидкости), кг/м<sup>3</sup>;  $P_1$  – давление в  $i$  – ом сечении, МПа;  $v_i$  – скорость потока в  $i$  – ом сечении, м/с.

С учетом близости расположения центров тяжести рассматриваемых сечений ( $z_1 = z_2$ ), формула (3.8) примет вид:

$$\frac{P_1}{\rho} + \frac{v_1^2}{2} = \frac{P_2}{\rho} + \frac{v_2^2}{2}, \quad (3.9)$$

Умножим обе части уравнения (3.9) на  $\rho$ , получим:

$$P_1 + \frac{\rho \cdot v_1^2}{2} = P_2 + \frac{\rho \cdot v_2^2}{2}, \quad (3.10)$$

Однако, при движении запирающего элемента 1 рабочая жидкость начинает поступать в каналы 5, а скорость потока в левом пакере исчезает ( $v_2=0$ ), таким образом, уравнение (3.10) примет вид:

$$P_2 = P_1 + \frac{\rho \cdot v_1^2}{2} = \text{const.}$$

Таким образом,  $P_2 \geq P_1$  на величину  $\rho v_1^2/2$  и, чем выше скорость движения рабочей жидкости в правом (подводящем) пакере, тем меньше  $P_1$ . Следовательно, при снижении  $P_1$  до предельно низкого значения, когда  $P_2$  начинает превышать  $P_1$  на критическую величину – клапан закрывается. После этого цикл открытия и закрытия повторяется и происходит непрерывно, что теоретически подтверждает возникающий эффект вибрации в гидросистеме во время проведения первой серии шахтных экспериментов.

### 3.6 Лабораторные исследования уравновешенного герметизатора с клапаном-синхронизатором

Работы проводились на стенде (рисунок 3.18). Так же, как и ранее, подводящий герметизатор устанавливался в трубе и после включения насоса, имеющего

максимальную производительность  $Q = 10$  л/мин, рабочее давление  $P = 20$  МПа, производилась имитация гидроразрыва породной прослойки. При этом шумового эффекта и вибрации во всех диапазонах регулируемого расхода дросселями 10 и 11 отсутствовали.

Для чистоты эксперимента лабораторный стенд был модернизирован. Ввиду невозможности замены насоса, используемого в исследованиях, на прототип шахтового производительностью  $Q = 40$  л/мин был применен мультипликатор 1 (рисунок 3.18), который устанавливался между насосом 3 на линии трубопровода 4, подводящей рабочую жидкость к герметизатору 2.

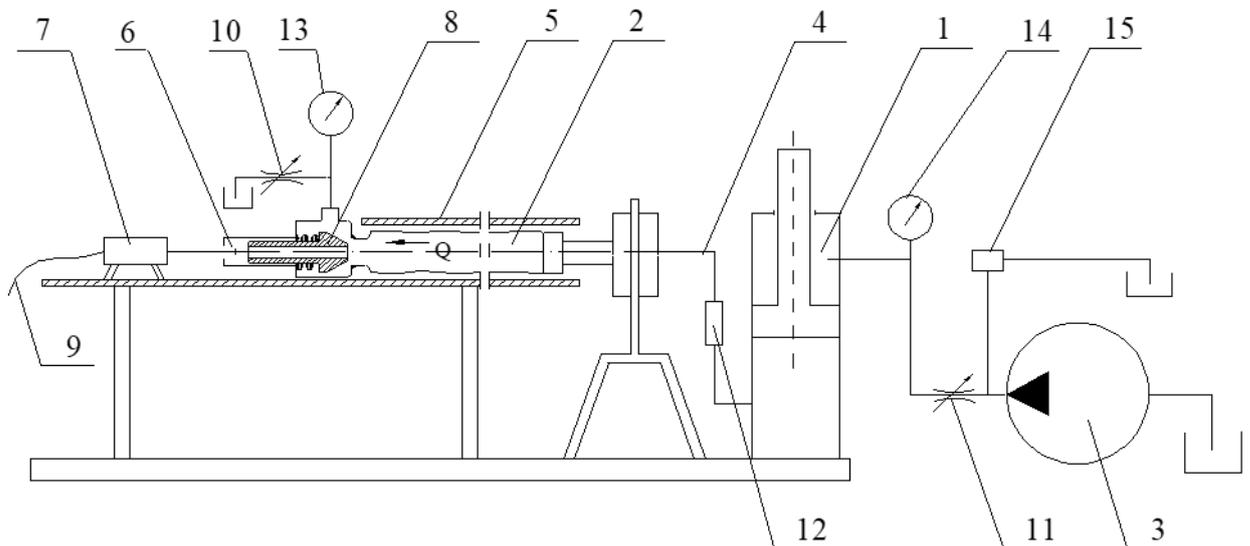


Рисунок 3.18. – Модернизированный стенд. 1 – мультипликатор;  
2 – герметизатор; 3 – насос; 4 – трубопровод; 5 – труба; 6 – клапан;  
7 – индукционный датчик; 8 – запирающий элемент; 9 – кабель; 10 – дроссель;  
11 – дроссель; 12 – регистрирующая аппаратура; 13, 14 – манометры;  
15 – предохранительный клапан

Соотношение объемов штоковой и поршневой полостей мультипликатора 1 равно 4:1. Таким образом, данное устройство позволяет увеличить расход рабочей жидкости в 4 раза.

Правый пакер герметизатора 2 размещался в трубе 5 и соединялся с клапаном 6. С противоположной стороны к клапану 6 устанавливался индукционный датчик 7 (Метран–150ТА [измеряемая среда: газ, жидкость, пар; температура

среды:  $-40 \dots 80$  °С]). Датчик 7 контактирует с запирающим элементом 8 клапана 6 посредством измерительной головки от которой, по кабелю 9, на регистрирующую аппаратуру (на рисунке не обозначена) поступает электрический сигнал. На входе расход рабочей жидкости регулируется дросселем 11, на выходе – дросселем 10. Насос 3 включался при полностью закрытом дросселе 11 и открытом дросселе 10.

Один из характерных графиков работы клапана-синхронизатора во время плавного открытия дросселя 11 представлен на рисунке 3.19 (график получен после расшифровки записи индукционного датчика 7).

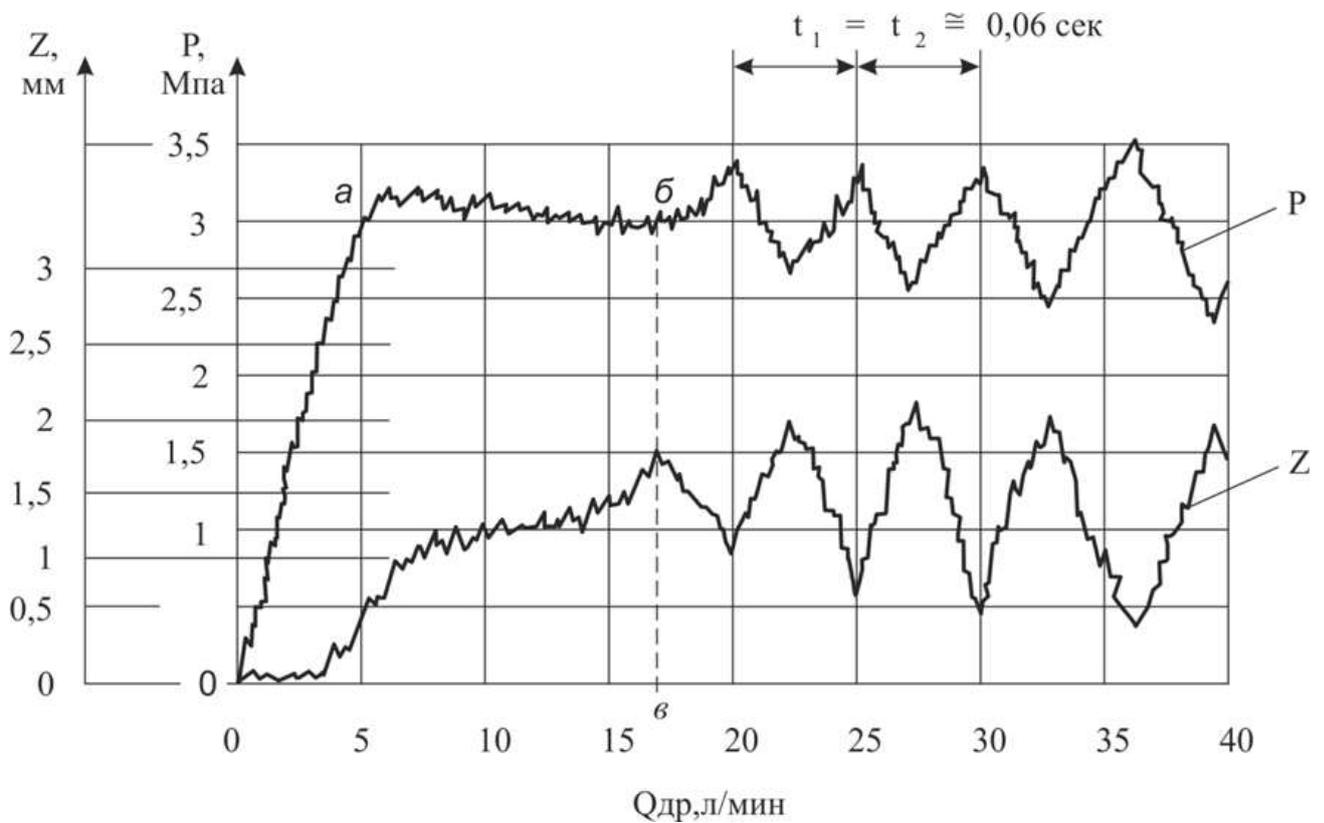


Рисунок 3.19. – График зависимости давления открытия клапана и перемещения запирающего элемента от расхода рабочей жидкости ( $Q_{др}$  – расход рабочей жидкости через дроссель)

Как видно из графика, на участке  $a$  –  $b$  (расход рабочей жидкости до 18 л/мин), клапан работает устойчиво, а начиная с точки “ $b$ ” и далее режим работы клапана стремительно меняется. Появляется увеличивающаяся, пропорционально расходу рабочей жидкости, вибрация и шумовой эффект.

Таким образом, теоретическое обоснование причин возникновения вибрационного процесса подтверждает результаты шахтных экспериментальных исследований, о чем свидетельствует запись характерного режима работы клапана-синхронизатора КС-1 при  $Q > 18$  л/мин.

Исходя из теории течения жидкостей (уравнение Бернулли), исключить вибрацию запирающего элемента возможно двумя способами: первый – не превышать подаваемый расход рабочей жидкости ( $Q_{\max} = 18$  л/мин); второй – уравнивать скоростные напоры в сечениях I – I и II – II (рисунок 3.17, б).

Первый вариант ограничивает временной диапазон практической пропитки породного прослойка, ввиду ограниченности расходной характеристики герметизатора, поэтому необходимо найти решение по второму варианту.

Гипотеза о создании равенства скоростных напоров в вышеуказанных сечениях строилась на основе изменения монтажной схемы установки клапана-синхронизатора, а именно, развороте запирающего элемента на  $180^\circ$  (рисунок 3.20). В этом случае подача рабочей жидкости от насоса  $Q_H$  будет происходить с противоположной стороны КС-1, что способствует уравниванию скоростных напоров с обеих сторон запирающего элемента.

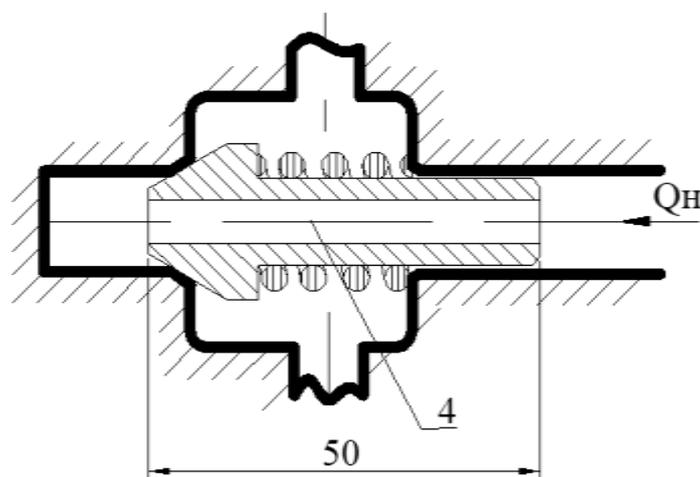


Рисунок 3.20. – Схема измененной установки клапана КС-1

Такое расположение запирающего элемента в клапане-синхронизаторе КС-1 позволяет устранить процесс вибрации за счет выравнивания скоростных напоров в сечениях I – I и II – II (см. рисунок 3.17, б).

### 3.7 Теоретическое исследование пропускной способности клапана–синхронизатора КС-1 с измененной схемой установки

С целью определения работоспособности предложенной схемы расположения запирающего элемента, рассмотрим конструкцию синхронизатора КС-1 как условно-эквивалентное неподвижное местное сопротивление с геометрическими размерами  $d = 4$  мм и  $L = 50$  мм (рисунок 3.21).

Определим потери давления на участке  $L$  на основании теории истечения жидкости через цилиндрическое отверстие в жидкую среду.

Скорость движения жидкости  $\vartheta$ , м/с, через отверстие КС-1 определяется по формуле

$$\vartheta = \frac{Q_H}{60000S_{\text{отв}}}, \quad (3.11)$$

где  $S_{\text{отв}}$  – площадь сечения отверстия, м<sup>2</sup>;

$Q_H$  – подача рабочей жидкости от насоса, л/мин.

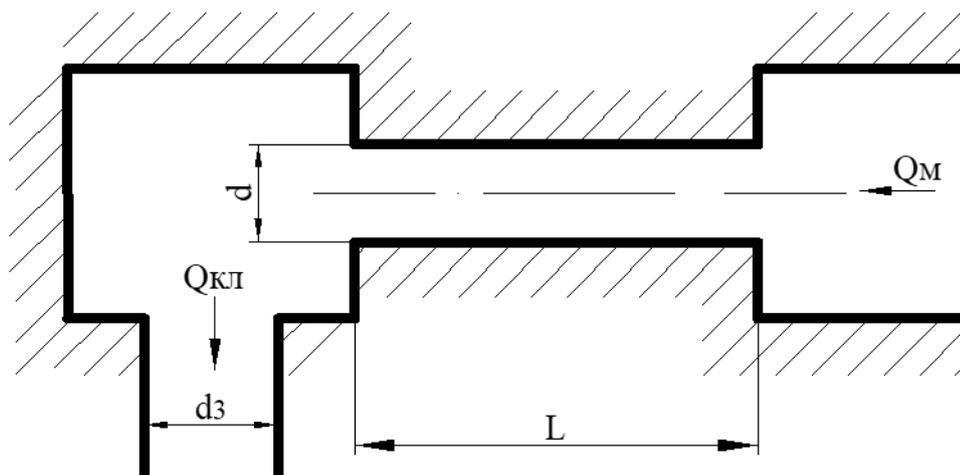


Рисунок 3.21. – Эквивалентная схема клапана-синхронизатора:  $d$  – диаметр проходного отверстия в запирающем устройстве;  $L$  – длина запирающего устройства;  $Q_m$  – расход рабочей жидкости от мультипликатора (40 л/мин);  $Q_{\text{кл}}$  – расход жидкости на выходе из клапана;  $d_3$  – усредненный диаметр межпакерных отверстий ( $d_3 > d$ )

При  $Q_H = Q_M = 40$  л/мин и  $d = 4$  мм скорость по формуле (3.11) составит  $\vartheta = 53$  м/с. Рекомендуемая скорость течения жидкости для местных сопротивлений [96]  $\vartheta' = 40$  м/с, что несколько ниже расчетной. Исходя из рекомендуемой скорости движения рабочей жидкости, определим расчетный диаметр сечения проходного отверстия  $d_p$

$$d_p = 2\sqrt{\frac{Q_H}{\pi\vartheta'}} = 4,8 \text{ мм.}$$

Предварительно принимаем  $d_p = 5$  мм, тогда скорость течения рабочей жидкости  $\vartheta' = 34$  м/с.

Потери давления  $\Delta P_M$ , МПа, на рассматриваемом участке (см. рисунок 3.21) составят

$$\Delta P_M = \xi \frac{\rho \vartheta'^2}{2} 10^{-6}, \quad (3.12)$$

где  $\xi$  – коэффициент местного сопротивления;  $\rho$  – плотность жидкости, кг/м<sup>3</sup>.

С другой стороны

$$\xi = \lambda \cdot \frac{L}{d}; \quad \lambda = \frac{0,316}{\sqrt[4]{Re}}; \quad (3.13)$$

$$Re = \frac{Q \cdot d}{S \cdot \nu},$$

где  $\lambda$  – коэффициент сопротивления, зависящий от режима течения рабочей жидкости, определяемый по формуле Блазиуса при  $Re < 10^5$  [110];  $L$  – длина участка местного сопротивления, м;  $\nu$  – коэффициент кинематической вязкости водного раствора соляной кислоты (0,02 см<sup>2</sup>/с).

Определим численные значения этих коэффициентов, а затем, подставив их в выражение (3.12), вычислим потери давления на рассматриваемом участке:

$$Re = 84\,390; \lambda = 0,02; \xi = 0,2$$

$$\Delta P_M = 0,59 \text{ МПа.}$$

С точки зрения эффективной работы клапана-синхронизатора КС-1, полученные значения потери давления на преодоление местного сопротивления вполне допустимы.

Так как теоретические расчеты не могут объективно отразить потери давления на выходе из клапана-синхронизатора, вследствие невозможности учета всех конструктивных особенностей, оказывающих влияние на сопротивление движению жидкости, а также для уточнения теоретических расчетов были проведены лабораторные исследования синхронизатора КС-1 с запирающими элементами, имеющими проходные отверстия различного диаметра, а именно были проведены стендовые испытания трех клапанов-синхронизаторов с обратным расположением запирающего элемента и с проходным отверстием соответственно 4 мм, 4,5 мм и 4,8 мм, причем наибольший диаметр ограничивался конструктивными размерами клапана-синхронизатора.

Клапаны-синхронизаторы с указанными выше размерами проходных отверстий поочередно устанавливались на испытательном стенде (см. рисунок 3.18), а имитация гидроразрыва осуществлялась дросселем (поз. 10 на рисунке 3.18). Рабочая жидкость к испытываемой конструкции подводилась от насоса через мультипликатор (поз. 1 на рисунке 3.18) с максимальным расходом 40 л/мин. При этом предохранительный клапан насоса был настроен на постоянное давление  $P_n = 45$  МПа.

Графики изменения потери давления  $\Delta P$  от расхода рабочей жидкости на выходе из клапана-синхронизатора КС-1 представлены на рисунке 3.22 в зависимости от коэффициента открытия дросселя

$$k_{др} = \frac{S_{др\ тек}}{S_{др\ макс}}, \quad (3.14)$$

где  $S_{др\ тек}$  – текущее проходное сечение дросселя,  $m^2$ ;  $S_{др\ макс}$  – максимальное проходное сечение дросселя,  $m^2$ . Причем диаметр полностью открытого дроссельного отверстия 10 мм, что значительно больше максимального диаметра отверстия в запирающем элементе клапана-синхронизатора.

Кривая 1 соответствует диаметру проходного отверстия  $\varnothing 4,8$  мм, кривая 2 –  $\varnothing 4,5$  мм, кривая 3 –  $\varnothing 4$  мм. Наименьшие потери соответствуют большему диаметру и теоретически увеличение диаметра отверстия было бы предпочтительно. Однако конструктивные размеры клапана ограничивают максимально возможный

диаметр до 4,8 мм. При диаметре 4 мм потери давления больше, чем при диаметре 4,8 мм на 34%, а при диаметре 4,5 мм потери больше, чем при 4,8 мм только на 9%. Таким образом, рекомендуемый диаметр проходного отверстия клапана составляет 4,5–4,8 мм.

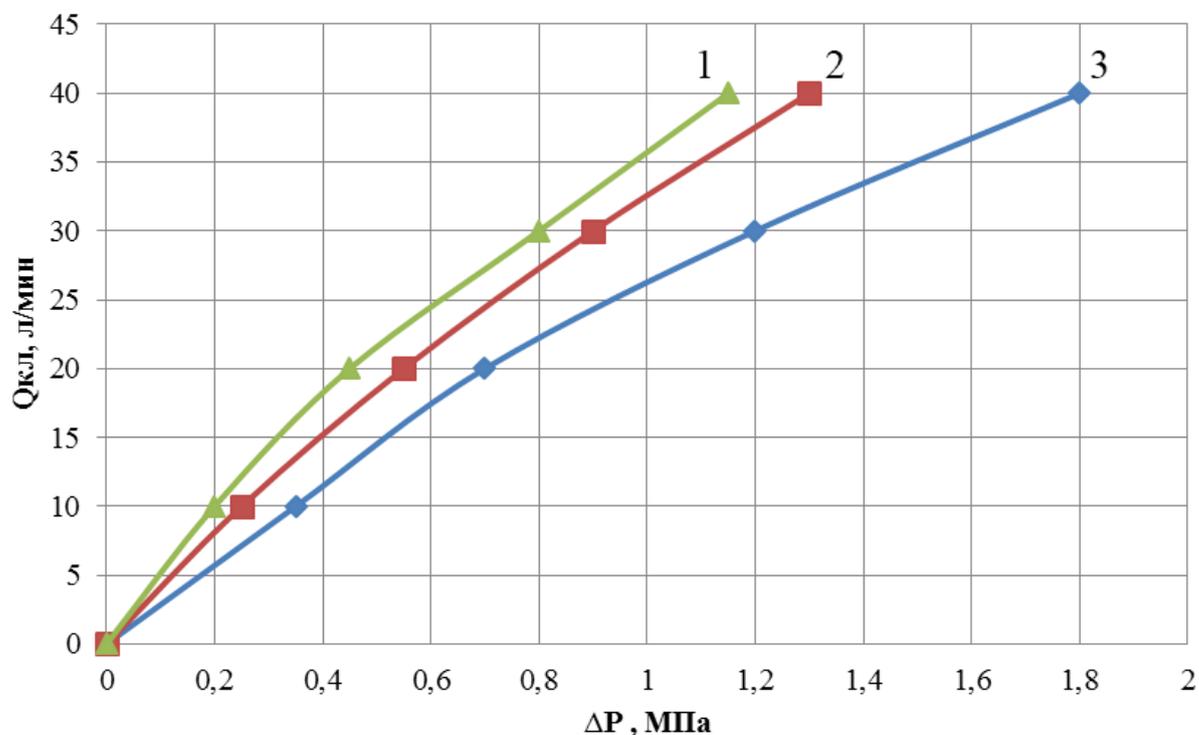


Рисунок 3.22. – График потерь давления в клапане от расхода рабочей жидкости при  $P_H = \text{const}$ : 1 – соответствует диаметру проходного отверстия Ø 4,8 мм; кривая 2 – Ø 4,5 мм; кривая 3 – Ø 4 мм

Расход рабочей жидкости через клапан-синхронизатор  $Q_{\text{ккл}}$ , л/мин

$$Q_{\text{ккл}} = k_{\text{др}} \cdot Q_{\text{м}}, \quad (3.15)$$

где  $Q_{\text{м}}$  – расход рабочей жидкости от мультипликатора, л/мин.

По результатам выполненных исследований и математического анализа графика (рисунок 3.22) была уточнена формула (3.12) для расчета потерь давления на преодоление совокупного сопротивления, создаваемого данной конструкцией клапана-синхронизатора

$$\Delta P_{\text{к}} = B \cdot \Delta P_{\text{м}}, \quad (3.16)$$

где  $B = \text{Re}_T / (20 \text{Re}_L)$ ;  $\text{Re}_T$  – расчетное значение числа Рейнольдса при действитель-

ном расходе  $Q_n$ ;  $Re_{л}$  – расчетное максимальное значение числа Рейнольдса при ламинарном течении рабочей жидкости через центральное отверстие в клапане-синхронизаторе.

С учетом (3.16) окончательно выражение (3.12) для определения потерь давления на клапане примет вид

$$\Delta P = \lambda \cdot \frac{Re_{т}}{Re_{л}} \cdot \frac{L}{d} \cdot \frac{\rho \cdot v^2}{40} \quad (3.17)$$

По результатам выполненных экспериментов установлено, что центральное отверстие в запирающем элементе клапана-синхронизатора КС-1 диаметром 4,5–4,8 мм отвечает требованиям реализации в предложенном конструктивном исполнении, а сам клапан рекомендован для практического применения.

### 3.8 Выводы

1. Установлено, что причиной возникновения вибрации в гидросистеме уравновешенного герметизатора для поинтервального гидроразрыва породных прослоек угольных пластов при насыщении водными растворами с расходом более 18 л/мин является запирающий элемент клапана – синхронизатора КС-1.
2. Теоретически, с использованием уравнения Бернулли для идеальной жидкости в режиме реальных расходов применительно к двум сечениям уравновешенного герметизатора, установлена причина возникновения вибрации в гидросистеме при расходах свыше 20 л/мин, которой является компоновочная схема клапана–синхронизатора КС-1.
3. Найдено техническое решение уравновешивания скоростных напоров, заключающееся в применении обратной схемы установки запирающего элемента клапана–синхронизатора КС-1.
4. Клапан–синхронизатор стабильно работает на расходах от 20 до 40 л/мин с проходным отверстием 4,5–4,8 мм при обратной схеме установки запирающего элемента.

## 4 РЕЗУЛЬТАТЫ ШАХТНЫХ ИСПЫТАНИЙ УСТРОЙСТВ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ПОРОДНЫХ ПРОСЛОЕК УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

### 4.1 Разработка порционеров непрерывного действия для нагнетания раствора соляной кислоты

С учетом данных, полученных в ходе лабораторных исследований, по влиянию раствора соляной кислоты на прочностные свойства породного прослойка, а также учитывая текущий петрографический состав прослойка, который показывал содержание в нем кальцитов на уровне 30%, было принято решение использовать в качестве рабочей жидкости 10%-ный раствор соляной кислоты.

Однако, технические требования работы насоса не позволяют использовать в качестве рабочей жидкости растворы любых кислот, в том числе соляной. Поэтому в систему насос–герметизатор было включено специальное устройство – УНВР (установка для нагнетания водных растворов), которое работает по принципу порционеров и отделяет гидросистему насоса от раствора соляной кислоты.

Всего было разработано и изготовлено три варианта конструктивных схем УНВР. Принципиальная гидравлическая схема установки первого варианта, разработанного для нагнетания раствора соляной кислоты, представлена на рисунке 4.1.

УНВР–1 включает в себя раму 1, внутри которой установлены два гидроцилиндра 2 и 3. Корпуса гидроцилиндров шарнирно соединены с основанием 4 рамы 1, а их штоки 5 и 6 аналогично соединены с коромыслом 7, которое в свою очередь подвижно закреплено на опоре 8, а сама опора жестко крепится к траверсе 9 рамы 1.

Гидросистема установки включает пять обратных клапанов 10, 11, 12, 13, 14, два двухпозиционных четырехлинейных распределителя 15, 16, насос 17, емкость с раствором соляной кислоты 18 и гибкие высоконапорные рукава высокого давле-

ния. Насос 17 типа УНВ (установка насосная водная) запитан от шахтового водопровода или от эмульсионной емкости 18 механизированной крепи.

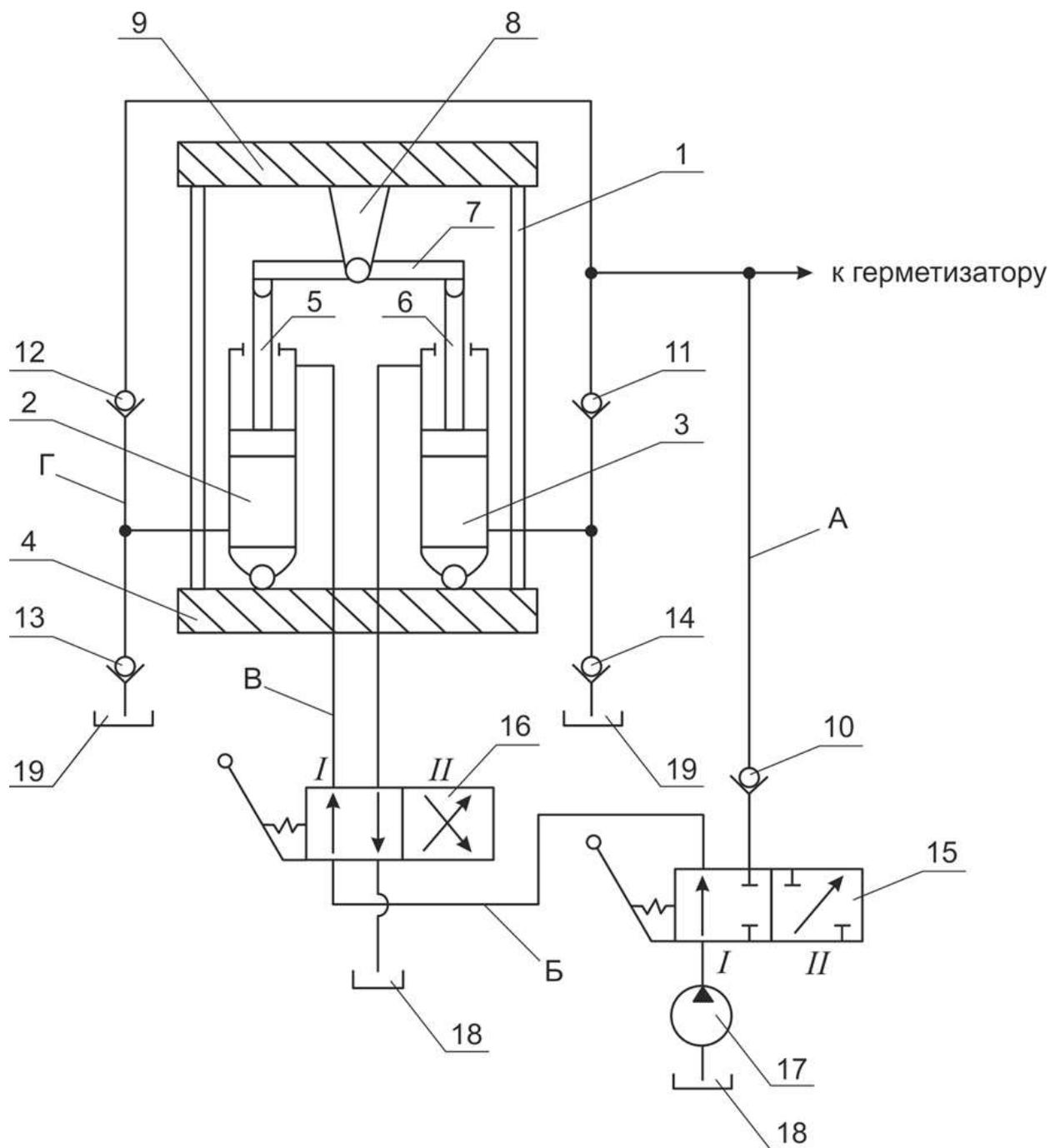


Рисунок 4.1. – Гидравлическая схема УНВР-1

Разработанная гидросхема УНВР-1 может работать в двух режимах:

а) первый режим – предназначен для проведения поинтервальных гидроразрывов на “чистой” воде или эмульсии. После включения насоса 17 распределитель 15 устанавливается во вторую позицию. При этом положении распределителя 15 рабочая жидкость от насоса проходит через обратный клапан 10 и, так как клапана

11 и 12 закрыты, поступает по линии А к уравновешенному герметизатору, установленному в скважине. После проведения гидроразрыва насос 17 отключается;

б) второй режим работы установки предназначен для нагнетания в загерметизированную область скважины (где проведен гидроразрыв) рабочей жидкости, представляющую собой раствор соляной кислоты.

Для этого распределитель 15 устанавливается в первую позицию и включается насос 17. Рабочая жидкость от насоса поступает к распределителю 16 и по линии В проходит в штоковую полость гидроцилиндра 2. Шток вытягивается, вытесняя жидкость из поршневой полости цилиндра в линию Г. При этом обратный клапан 12 открывается, пропуская рабочую жидкость к герметизатору, а клапана 10, 11 и 13 закрываются, предотвращая проход жидкости в другие области гидросистемы. Так как шток гидроцилиндра 2 шарнирно связан с коромыслом 7, то при его вытягивании левое плечо коромысла 7 опускается вниз, а правое плечо поднимается вверх, механически вытягивая шток с поршнем гидроцилиндра 3. Штоковая полость во время этого перемещения соединена через распределитель 16 со сливом, а в поршневую полость через обратный клапан 14 засасывается раствор соляной кислоты из емкости 18. После окончания рабочего хода гидроцилиндра 2 распределитель 16 переключают во вторую позицию. Жидкость от насоса 17 после этого поступает в штоковую полость гидроцилиндра 3, а штоковая полость гидроцилиндра 2 соединяется со сливом. Во время вытягивания штока гидроцилиндра 3, раствор соляной кислоты из его поршневой полости через клапан 11, по соединительным линиям, проходит к герметизатору и далее в созданную в массиве трещину, взаимодействуя с породными кальцитами. В этот период клапана 10, 12 и 14 закрыты, шток гидроцилиндра 2 посредством коромысла 7 механически выдвигается, всасывая очередную порцию раствора соляной кислоты через обратный клапан 13 в поршневую полость цилиндра 2. Каждый цикл всасывания и нагнетания раствора соляной кислоты с помощью порционера контролируется и управляется оператором посредством распределителя 16. После насыщения искусственной трещины раствором соляной кислоты, насос 17 отключается, герметизатор перемещается на расчетный шаг гидроразрыва и операции, начиная с первого режима, повторяются.

Лабораторные испытания установки УНВР–1 показали ее хорошую работоспособность, но и выявили ряд недостатков: большая масса конструкции (более 140 кг) за счет рычажной системы и габаритов по ширине (1100 мм). Если вес конструкции можно уменьшить путем разборки и отдельной доставки гидроцилиндров, то габариты рамы не всегда позволяют осуществить беспрепятственное перемещение установки вдоль рабочих выработок и очистного забоя.

Основным достоинством предложенной конструкции является возможность использования серийных гидроцилиндров, что значительно снижает ее себестоимость.

Основываясь на этом положительном с экономической точки зрения конструктивном решении был разработан и изготовлен второй вариант конструкции установки УНВР–2. Ее гидравлическая схема представлена на рисунке 4.2.

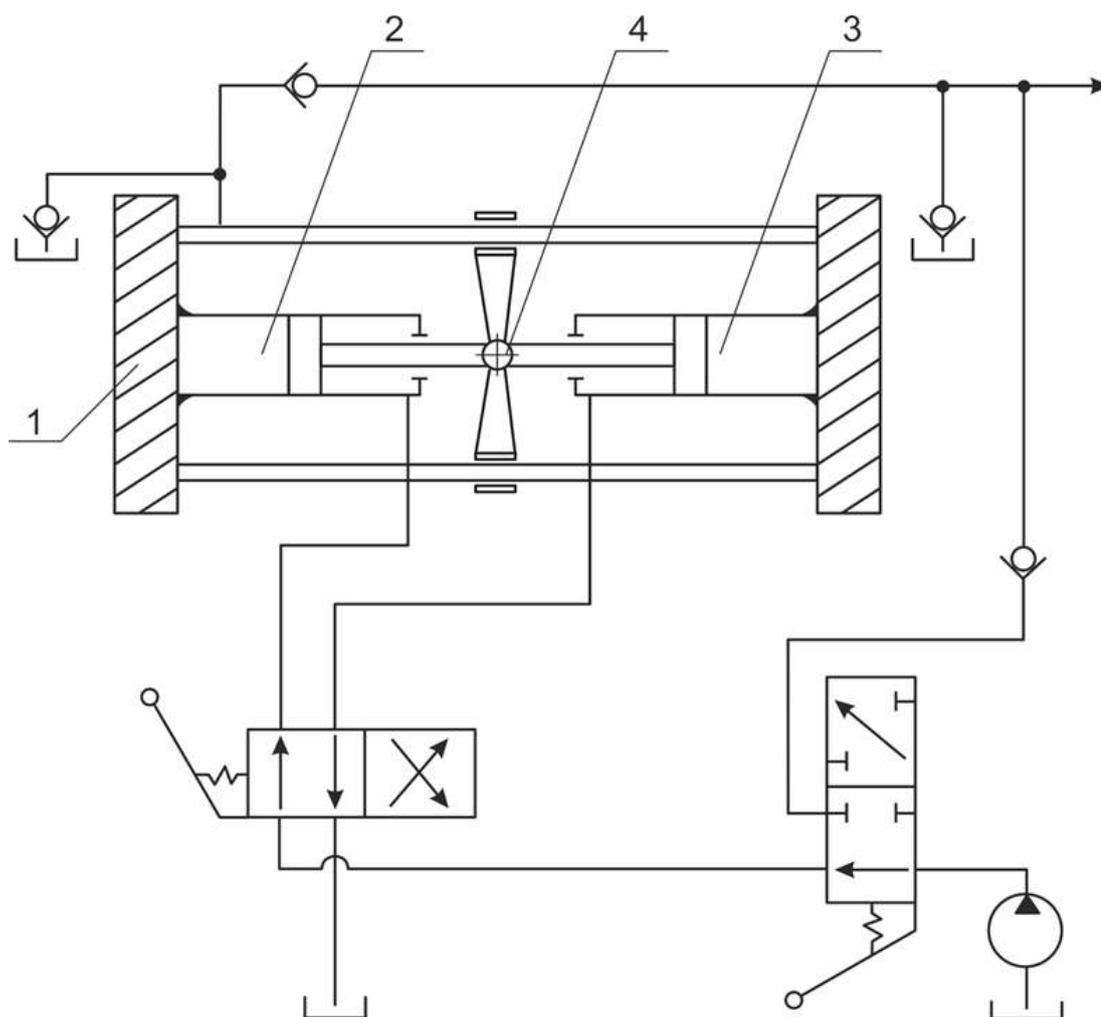


Рисунок 4.2. – Гидравлическая схема установки УНВР–2

Конструкция установки состоит из рамы 1 и двух последовательно закрепленных гидроцилиндров 2 и 3. Все гидрелинии и устройства управления остались такими же, как и в УНВР-1. Ширина рамы модернизированного устройства составила 420 мм, что сделало ее транспортабельной по всем участкам горных выработок. Однако, во время испытаний, при малейшем нарушении соосности гидроцилиндров после сборки, происходило “выворачивание” одного гидроцилиндра другим за счет возникновения момента от “плеча несоосности”. Для устранения этой проблемы в конструкцию был введен дополнительный узел – поперечный ползун (поз. 4 на рисунке 4.2), который устанавливался на стыке штоков гидроцилиндров и скользил по боковым штангам, как по направляющим.

Введение этого элемента сделало раму 1 практически неразъемной и не гарантировало излом самого ползуна при рабочих давлениях более 10 МПа.

С целью устранения указанных недостатков, была разработана третья конструкция установки УНВР-3, схема которой представлена на рисунке 4.3, а гидравлическая схема на рисунке 4.4.

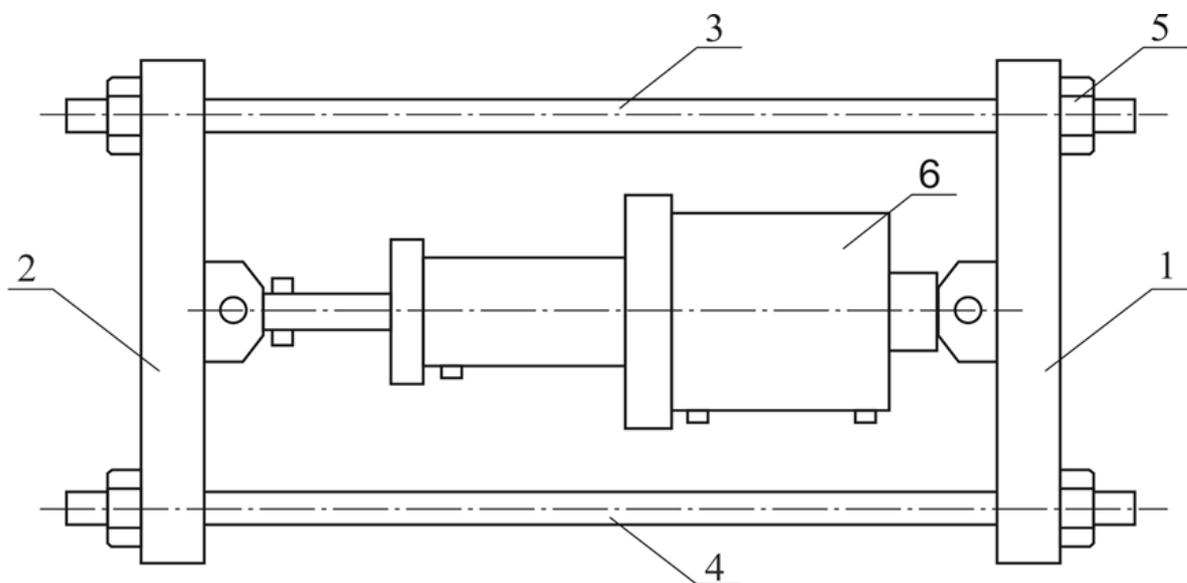


Рисунок 4.3. – Схема установки УНВР-3

Установка состоит из разборной рамы, основными элементами которой являются две симметричные траверсы 1, 2 и стягивающих их двух штанг 3 и 4. Штанги круглого сечения с резьбой на концевых частях, на которых навинчены гайки 5.

Внутри рамы к траверсам 1 и 2 шарнирно прикреплен телескопический гидроцилиндр 6. Последний имеет две штоковые полости А и Б (рисунок 4.4) и две поршневые В и Г. Шток 1 пустотелый и имеет отверстие Д, соединяющее линию 2 с полостью А второй ступени гидроцилиндра 20, а поршневая полость В второй ступени соединена с линией 3 посредством вваренной в пустотелом штоке 1 трубке 4. Гидросхема управления установкой УНВР-3 включает насос 21; трехпозиционный распределитель 6 с ручным управлением; обратные клапана 7, 8, 9; напорные, сливные и всасывающие линии 2, 3, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16; резервуара 17 с водой и емкости 18 с водным раствором соляной кислоты. От перегрузки насос 21 защищает предохранительный клапан 19.

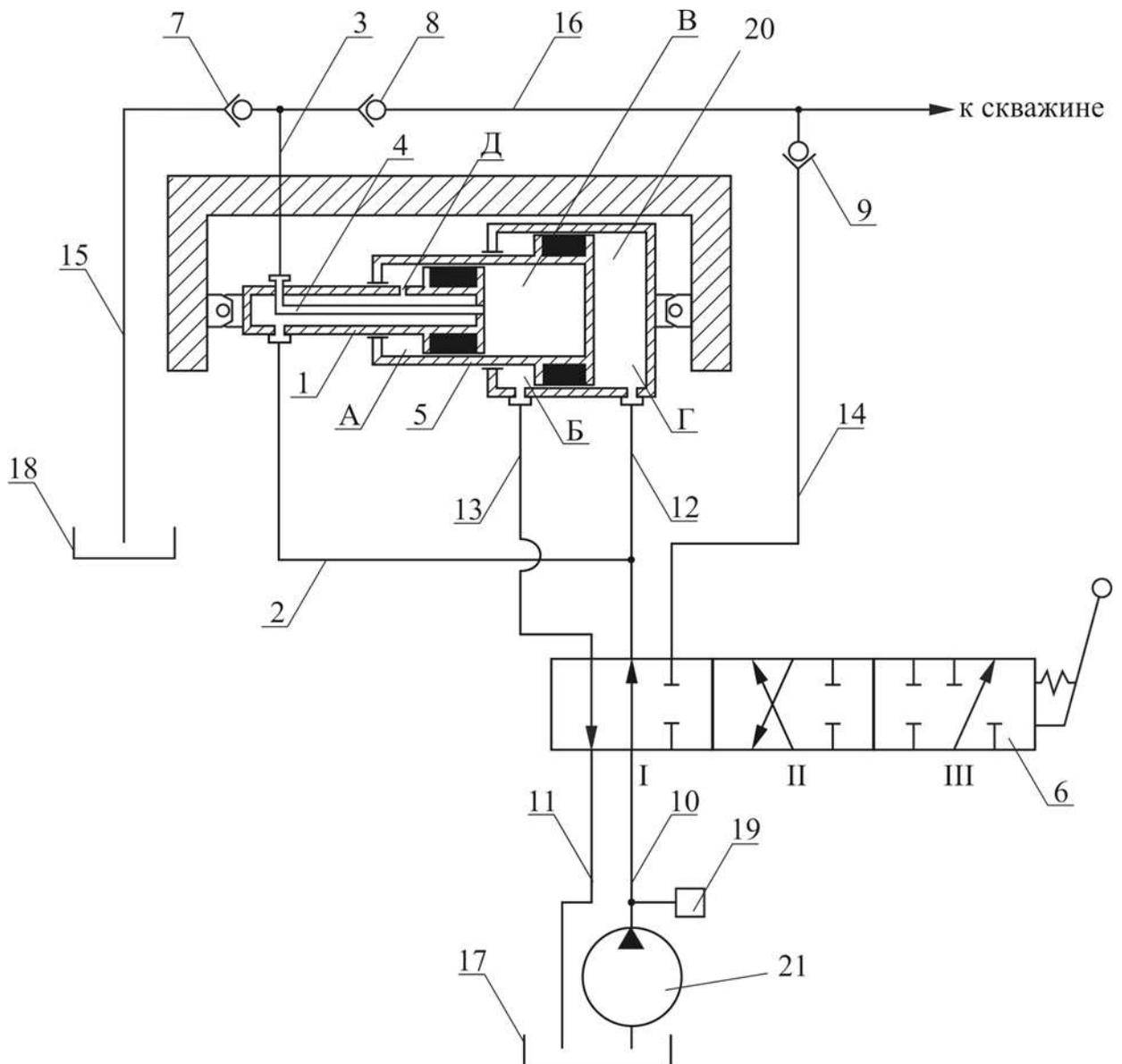


Рисунок 4.4. – Гидравлическая схема установки УНВР-3

Порядок работы УНВР-3 следующий. Распределитель 6 устанавливают в позицию II и включают насос 21, который запитывается водой из шахтового водовода (на рисунке 4.4 не показан) или из резервуара 17. От насоса 21 вода под давлением по линии 13 поступает в полость Б, а полости А и В через отверстие Д, линии 2, 12 и распределителя 6 соединяются со сливной линией 11. Происходит втягивание штока 5 в цилиндр 20. При этом в полости Г создается вакуум (разряжение) за счет чего происходит всасывание раствора соляной кислоты из емкости 18 по линии 15, через клапан 7 и линию 3, а также трубку 4 в указанную выше полость Г. Обратный клапан 8 исключает проход жидкости из линии 16 в линию 3. Таким образом, после окончания хода штока 5 полость Г полностью заполняется раствором соляной кислоты. Распределитель 6 перемещают в позицию I и жидкость от насоса 21 по линиям 2 и 12 одновременно поступает в полости А и В. Происходит выдвижение штока 5 из цилиндра 20 и раствор из полости Г через трубку 4, линию 3 и обратный клапан 8 выдавливается в линию 16. Обратные клапаны 7 и 9 при этом закрыты. Линия 16 соединена с герметизирующими устройствами, расположенными в скважине. Таким образом, осуществляется подвод рабочей жидкости для гидроразрыва. При этом водонасыщение массива обычной водой можно производить установкой распределителя 6 в позицию III.

#### 4.2 Оборудование для проведения поинтервальных гидроразрывов

Поинтервальные гидроразрывы в лаве № 2 проводились с использованием модернизированного герметизатора, схематичное изображение которого представлено на рисунке 4.5.

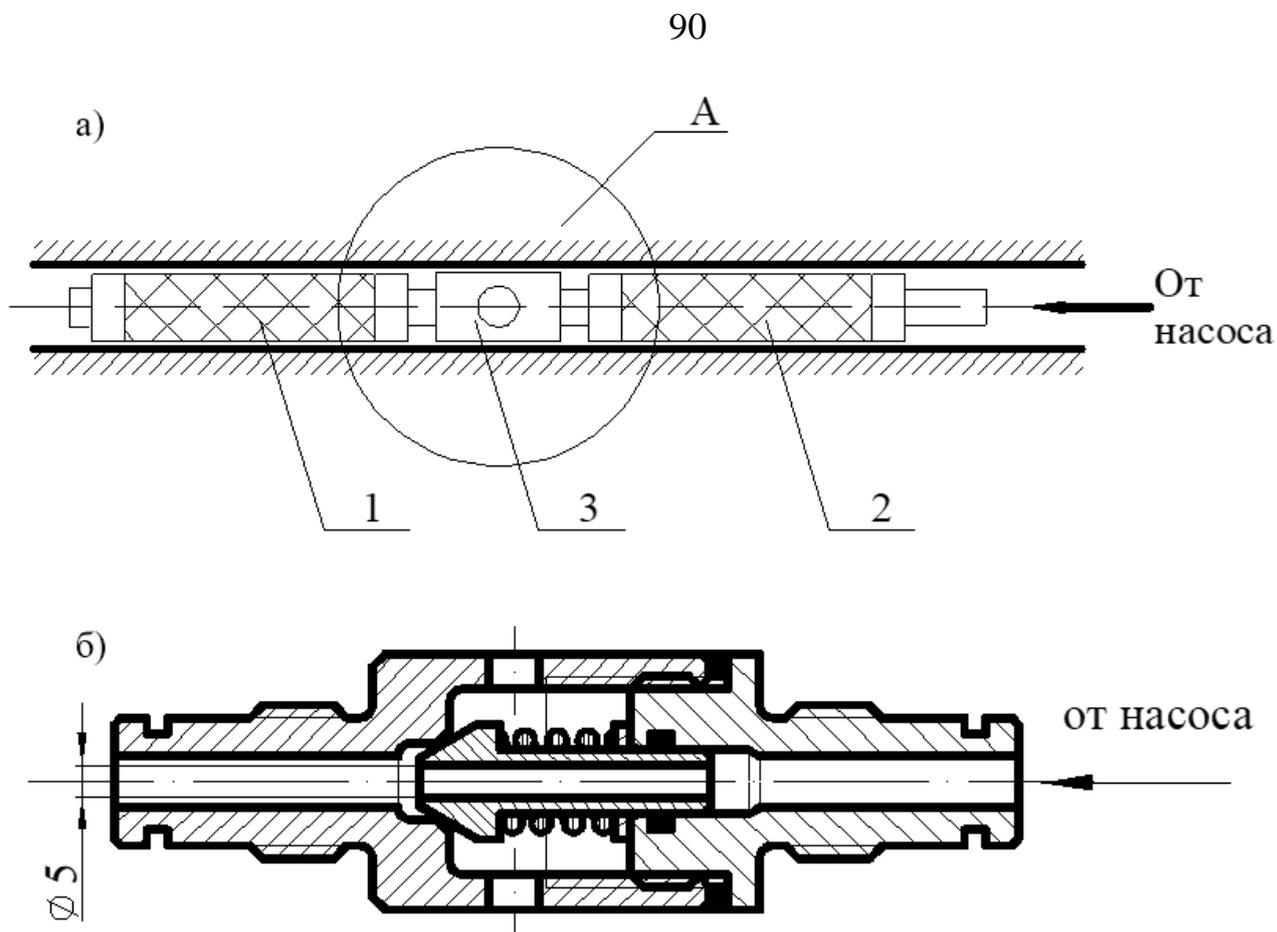


Рисунок 4.5. – Схематическое изображение уравновешенного герметизатора с усовершенствованным клапаном-синхронизатором КС-1У

Как и раньше (см. главу 3) он состоит из двух пакеров типа “Таурс” (поз. 1, 2 на рисунке 4.5, а), соединенных усовершенствованным клапаном-синхронизатором КС-1У (поз. 3 рисунок 4.5, а), ориентированном как показано на рисунке 4.5, б.

Диаметр проходного отверстия запирающего элемента был принят равным 4,5 мм [111].

Оценка работы клапана-синхронизатора КС-1У при проведении поинтервальных гидроразрывов породного прослойка из скважин с использованием уравновешенного герметизатора производилась на основании непрерывной записи изменения давления рабочей жидкости в системе и ее расхода во времени.

Схема заложения скважин для проведения поинтервальных гидроразрывов на втором этапе шахтных экспериментов аналогична схеме, использованной при проведении первых работ, и представлена на рисунке 3.12.

На рисунке 4.6 представлен ряд записей изменения давления в системе при проведении гидроразрывов во времени.

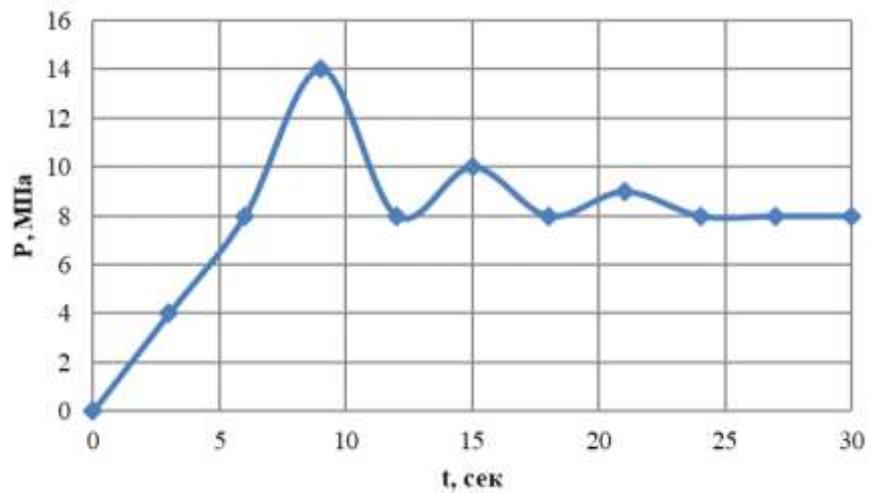
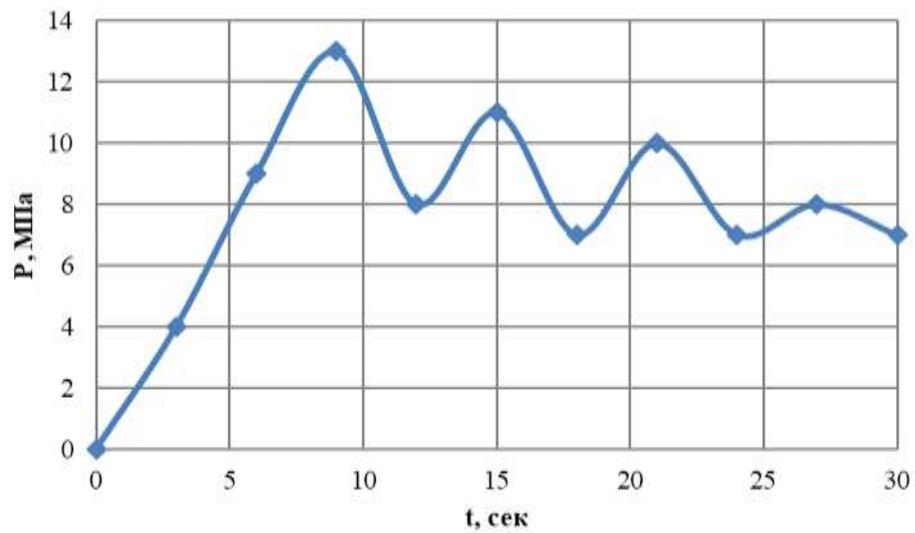
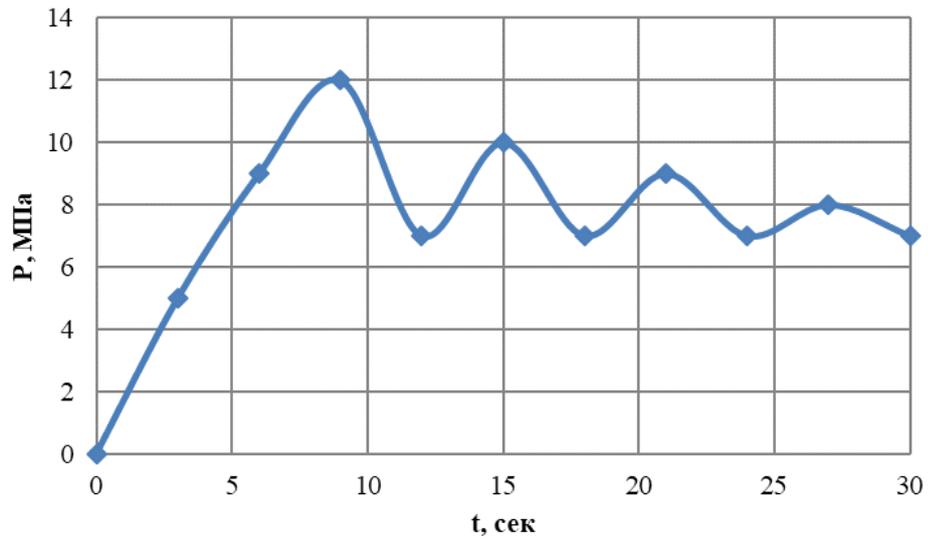


Рисунок 4.6. – Характерные графики записей изменения давления рабочей жидкости во времени при проведении гидроразрывов. 1) – в скважине № 3; 2) – в скважине № 7; 3) – в скважине № 10

Как уже отмечалось выше, основным критерием удовлетворительной работы герметизатора являлось отсутствие гидропульсации в системе, то есть стабильность работы одного из основных узлов конструкции – клапана-синхронизатора КС-1У.

Как видно из этих графиков, режимы нагнетания рабочей жидкости в скважину качественно не изменились (по сравнению с записью, представленной на рисунке 3.15). Основное положительное отличие – отсутствие вибрации в системе, что подтверждает правильность сделанных по итогам лабораторных исследований выводов и внесенных конструктивных усовершенствований клапана-синхронизатора КС-1У.

#### 4.3 Результаты второго этапа шахтовых экспериментов в лаве №2 пласта “Абрамовский”.

Горно-геологические условия залегания угольного пласта “Абрамовский” и физико-механические свойства породного прослойка были подробно описаны в главе 2.

После проведения всех, запланированных на первом этапе, шахтных экспериментальных работ и дальнейших лабораторных исследований оборудования для поинтервального гидроразрыва, а также определения оптимального химического состава водного раствора соляной кислоты, представленных в главах 2 и 3, были установлены сроки и место проведения второго этапа шахтных экспериментов по разупрочнению породного прослойка с применением обновленного и усовершенствованного оборудования предложенным методом [112].

В соответствии со схемой, представленной на рисунке 3.12 скважины для поинтервального гидроразрыва породного прослойка были пробурены в пределах лавы № 2, обрабатывающей угольный пласт “Абрамовский” с опережением забоя на 20 – 25 метров. После проведения гидроразрывов (при этом нагнетание рабочей

жидкости в массив проводилось в различных режимах для проверки работы клапана-синхронизатора КС-1У) все скважины были заполнены 10%-ым раствором соляной кислоты посредством установки УНВР-3 (в соответствии с разработанными рекомендациями) с выдержкой 3–4 суток (исходя из времени подхода очистного забоя к месту проведения экспериментов).

Шаг между скважинами для проведения поинтервальных гидроразрывов был скорректирован с учетом данных, полученных при проведении первых шахтных исследованиях, учитывающих свойства массива в котором производятся гидроразрыв определяется уравнением

$$h = R \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3, \quad (4.1)$$

где  $k_3$  – поправочный коэффициент, учитывающий естественную трещиноватость массива (для условий места проведения экспериментальных исследований  $k_3=0,8$ ).

В первую очередь, после пропитки породного прослойка, для исследований результата воздействия 10%-ого водного раствора соляной кислоты на породный прослойки вновь были испытаны образцы, представляющие собой куски горной породы, отбитые от прослойка из забоя в районе, расположенном между 6 и 7 скважинами (рисунок 3.12). Эти экземпляры проверялись на влагонасыщенность и прочность на сжатие по методике, предложенной и описанной в главе 2.

В таблице 4.1 представлены основные сравнительные результаты исследований пропитанного породного прослойка, взятого из забоя с “эталонным” образчиком, взятым из сухого забоя и пропитанного водой в лабораторных условиях до 100%-го водонасыщения.

Таблица.4.1. Результаты сравнительных исследований образцов породного прослойка

Образцы	водонасыщенность		Прочность на сжатие, $\sigma_{сж}$ МПа
	в %	На ед. объема, л/м <sup>3</sup>	
“эталонный” образец	100	30	20 – 25
Шахтный образец (1 этап)	30	10	25 – 30
Шахтный образец (2 этап)	50	20	21 – 23

За эталонный образец принят образец из шахты “Романовская” и пропитанный раствором в лабораторных условиях.

Далее, в соответствии с полученными ранее результатами была разработана основная схема заложения скважин для поинтервальных гидроразрывов, которая представлена на рисунке 4.7. При этом длина лавы на последних 1500 м выемочного столба была вынужденно сокращена со 100 до 60 метров, так как в верхней части лавы (со стороны вентиляционного штрека) породный прослойк почти полностью замещает уголь и его отработка теряет экономический смысл.

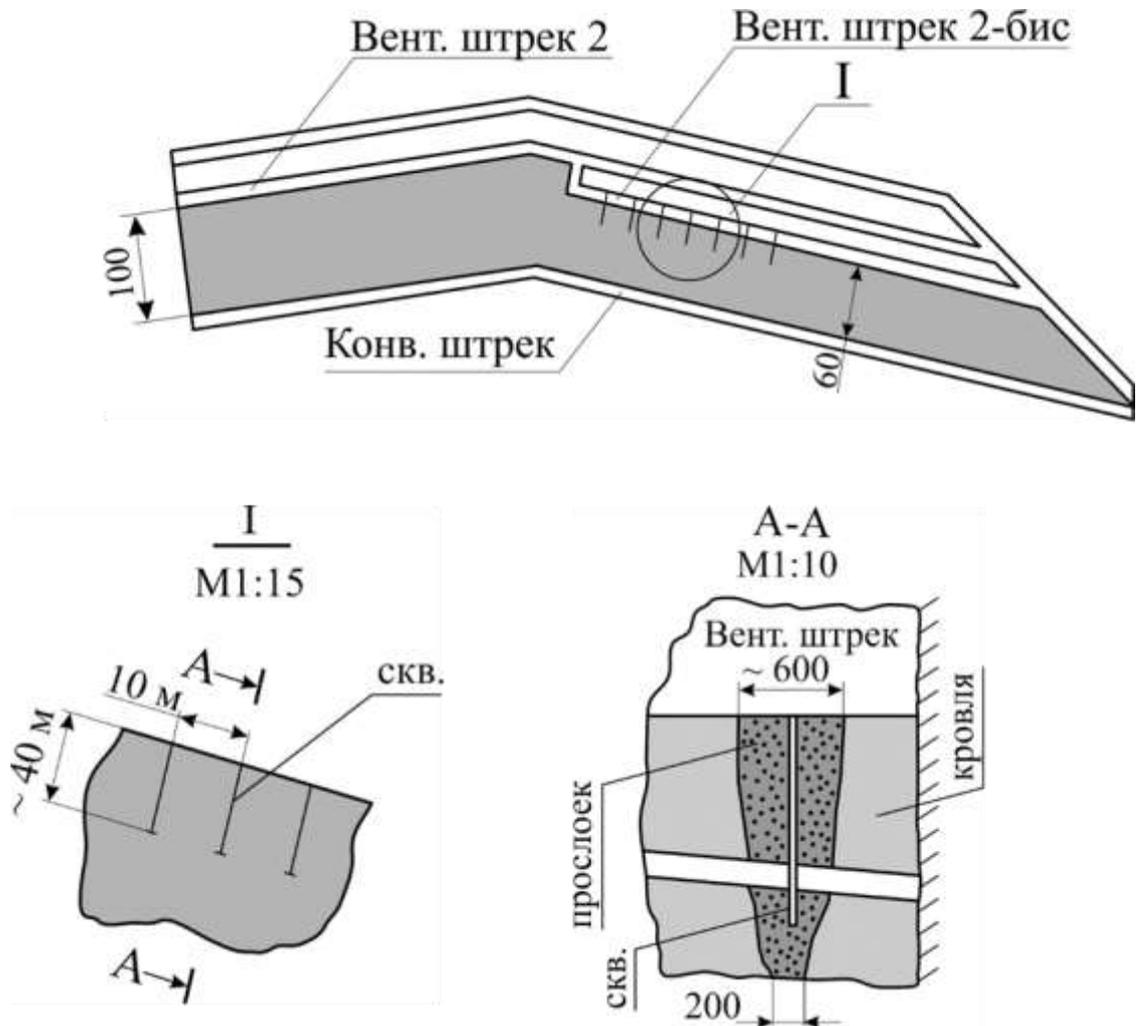


Рисунок 4.7. – Схема заложения скважин для проведения поинтервальных гидроразрывов

Проведение экспериментальных исследований по второму этапу исследований показало, что рабочая жидкость по искусственным и естественным трещинам проникает в породный прослойк на значительно большую глубину, чем во время

пропитки водными растворами в рамках проведения первого этапа шахтных экспериментов (см. рисунок 3.15). Однако, исходя из сравнительного анализа, прочность образцов снизилась недостаточно для эффективного их разрушения режущими органами очистного комбайна (таблица 4.1). Следовательно, времени 3–4 суток, в течение которых лава подошла к скважинам, недостаточно для полного растворонасыщения прослойка и заметного улучшения условий отработки угля из пласта “Абрамовский” очистным комплексом.

В соответствии с полученными результатами пропитка породного прослойка из скважин была увеличена до 5 дней за счет опережающей пропитки, удаленных на 30–50 метров от забоя, скважин.

За это время породный прослойк пропитался по длине забоя на расстояние, примерно, 40–50 м от вентиляционного штрека. Максимальная растворонасыщенность составляла 45–50%. Механическая прочность на сжатие контрольного образца, взятого из лавы после работ по пропитке, составила:  $\sigma_{сж} = 21–23$  МПа.

Основные технические показатели работы очистной лавы по месяцам приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2. Данные по добыче на шахте “Романовская”

Наличие породного прослойка		Месяц	Длина лавы, м	Месячная добыча, т	Суточная добыча, т	
Породный прослойк	Работа без ПГР	Май (V)	61	17 850	595	
		Июнь (VI)	61	18 105	603	
		Июль (VII)	61	19 433	626	
		В среднем за 3 месяца		18 463	608	
	Применение ПГР	Август (VIII)	61	28 800	960	
		Сентябрь (IX)	61	29 705	990	
		Октябрь (X)	61	32 660	1054	
		В среднем за 3 месяца		30 388	1001	
			Ноябрь (XI)	Вход в демонтажную камеру		

На рисунке 4.8 представлен график изменения добычи угля из забоя очистной

лавы №2. Экспериментальные работы по применению технологии ПГР с последующей пропиткой водно–кислотными растворами с целью снижения прочности породного прослойка были начаты в последней декаде июля (VII) и продолжены до входа механизированного комплекса в демонтажную камеру.

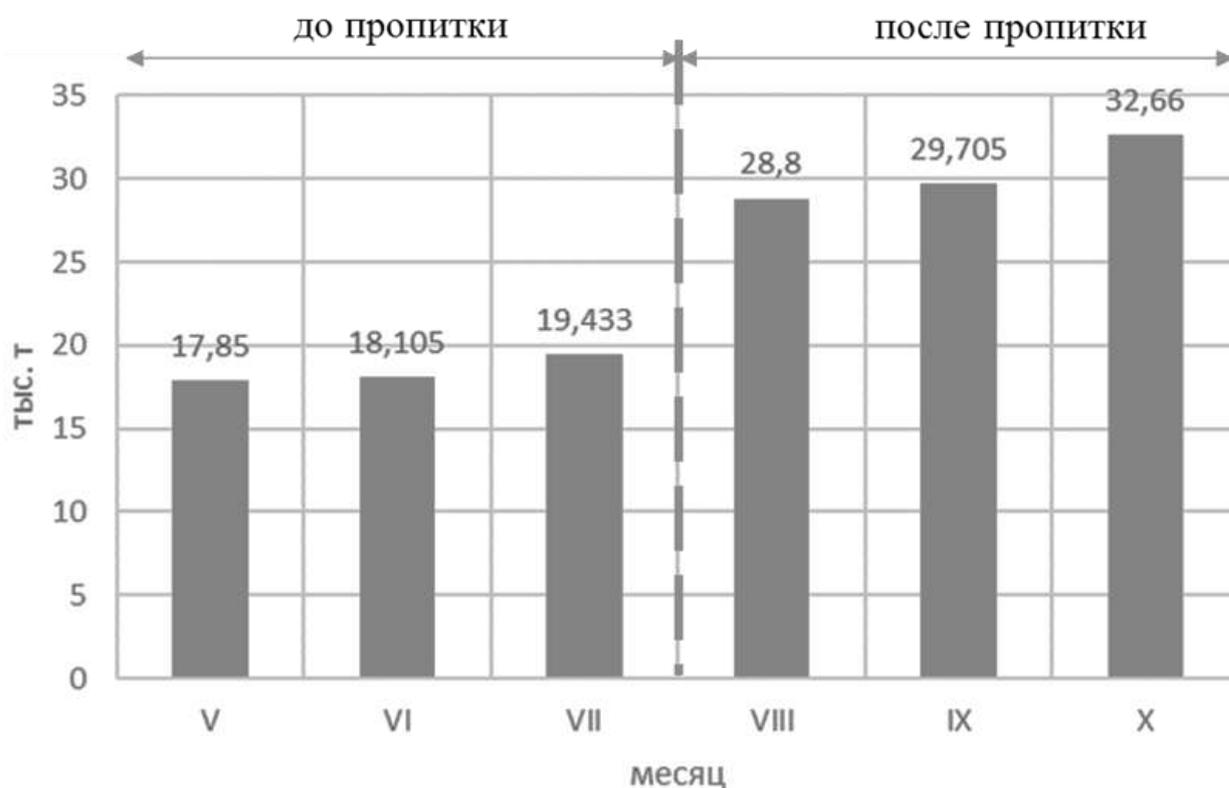


Рисунок 4.8. – График добычи угля по месяцам до и после проведения ПГР с пропиткой

Анализ полученных данных, представленных в таблице 4.2 и на графике (рисунок 4.8) показывает, что после начала реализации технологии поинтервального гидроразрыва с последующим растворонасыщением (VIII, IX, X месяцы) производительность очистного комбайна увеличилась, по сравнению с V–VII месяцами, когда пропитка не проводилась, в среднем в 1,4 – 1,6 раза.

В ходе проведения экспериментальных исследований разработанное оборудование показало свою высокую эффективность и надежность, а метод поинтервального гидроразрыва обеспечил увеличение скорости ведения очистных работ на угольном пласте с прочным протяженным породным прослойком.

#### 4.4 Выводы

1. Разработана гидросистема установки нагнетания жидкости с режимом работы по принципу порционера–мультипликатора УНВР–3 для отделения гидросистемы насоса от десятипроцентного раствора соляной кислоты при поинтервальном гидроразрыве породного прослойка угольного пласта с тридцатипроцентным содержанием кальцитов на шахте «Романовская».

2. Обоснована схема заложения скважин в породном прослойке угольного пласта, водно-кислотное насыщение которых с применением поинтервального гидроразрыва при длительности пропитки не менее 5 суток обеспечило снижение его прочности в 2-3 раза по сравнению с естественным необработанным состоянием.

3. Расположение скважин, пройденных в породном прослойке угольного пласта параллельно очистному забою, обеспечивает независимое совмещение работ по направленному гидроразрыву и других операций по ведению горных работ.

4. Установлено, что использование предложенных схем заложения скважин, гидросхем и устройств для реализации поинтервального гидроразрыва и пропитки в условиях угольного пласта «Абрамовский» шахты «Романовская» с внутренним породным прослойком мощностью 300–400 мм и исходной прочностью на сжатие  $\sigma_{сж} = 43,3–47,5$  МПа снижает его прочность до  $\sigma_{сж} = 21–23$  МПа (более, чем в 2 раза) и повышает эксплуатационную производительность очистного комбайна с режущим инструментом в 1,4–1,6 раза.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации изложены научно-обоснованные технические и технологические разработки, заключающиеся в определении параметров уравновешенного герметизатора, а также состава рабочей жидкости и параметров заложения скважин, обеспечивающих повышение эффективности разупрочнения прочного породного прослойка в угольном пласте методом поинтервального гидроразрыва.

Основные научные и практические результаты выполненных исследований заключаются в следующем:

1. Установлено резкое снижение эксплуатационных показателей работы очистных комбайнов в угольных пластах с породными прослойками с прочностью на сжатие  $\sigma$  от 40 МПа до 80 МПа, характеризуемое увеличением энергоемкости разрушения в 2,5-3 раза и расхода режущего инструмента в 3-4,5 раза при снижении скорости подачи в 2-2,5 раза и предложено совместное использование метода поинтервального гидроразрыва с предварительным разупрочнением породных прослоев угольных пластов водно-кислотными растворами для повышения эффективности их разрушения режущим инструментом очистных комбайнов.

2. Определено, что продолжительность водонасыщения опытных образцов породного прослойка с исходными средними значениями прочности на сжатие от 43,3 МПа до 47,5 МПа (пласт «Абрамовский» шахта «Романовская») не превышает пяти суток с поглощением воды на единицу объема после пропитки 23-34 л/м<sup>3</sup>, а скорость пропитки интенсивно снижается с увеличением глубины пропитки.

3. Выявлено уменьшение прочности образцов породного прослойка от времени водонасыщения в течении пяти суток как для перпендикулярного от 50 МПа до 27 МПа, так и для продольного от 25 МПа до 4 МПа расположения естественной трещиноватости по обратно-пропорциональным зависимостям, а также увеличения глубины пропитки породы водой до 100 мм по логарифмическим зависимостям и более интенсивное до 20 % уменьшение прочности образцов породного прослойка от времени насыщения водными растворами соляной кислоты по зависимости в

виде квадратичной функции и более интенсивное увеличение глубины пропитки, по сравнению с пропиткой водой.

4. На основании проведенных исследований установлено, что исключение вибрации запирающего элемента клапана достигается двумя способами: ограничением расхода подаваемой жидкости до величины  $Q_{\max} \leq 18$  л/мин, либо для больших расходов выравниванием скоростных напоров в этих сечениях за счет обратной компоновки запирающего элемента при диаметре центрального отверстия в клапане-синхронизаторе от 4,5 до 4,8 мм.

5. Рекомендовано для предотвращения попадания водных растворов активных кислот в насосную установку включение в гидросистему оборудования для осуществления поинтервального гидроразрыва породных прослоек угольных пластов специального порционера и использование водного раствора соляной кислоты с концентрацией не более 15 % для обеспечения безопасного уровня взаимодействия с агрессивной химической средой обслуживающего персонала и элементов оборудования.

6. Установлено, что использование разработанных схем заложения шпуров, гидросхем и устройств для реализации поинтервального гидроразрыва и пропитки в условиях угольного пласта «Абрамовский» шахты «Романовская» с внутренним породным прослойком мощностью 300-400 мм и исходной прочностью на сжатие  $\sigma_{сж} = 43,3-47,5$  МПа снижает его прочность до  $\sigma_{сж} = 21-23$  МПа и повышает эксплуатационную производительность очистного комбайна с режущим инструментом в 1,4-1,6 раза.

Дальнейшие исследования планируется вести в следующих направлениях:

1. Совершенствование конструкции уравновешенного герметизатора с целью расширения области применения технологии поинтервального гидроразрыва.
2. Обоснование направлений повышения эффективности поинтервального гидроразрыва протяженных и локальных породных включений.
3. Разработка устройств разупрочнения прочных пород при отработке угольных пластов малой мощности с присечкой пород кровли или почвы.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Албул, И. Н. Характер разрушения и максимальные нагрузки при резании твердых включений инструментами / И. Н. Албул. – М.: Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского, 1976. – 92 с.
2. Позин, Е. З. Разрушение углей выемочными машинами / Е. З. Позин, В. З. Меламед, В. В. Тон. – М.: Недра, 1984. – 288 с.
3. Резание углей / под общей ред. А. И. Берона. – М.: Изд-во литературы по горному делу, 1962. – 439 с.
4. Потапов, Д. А. Влияние структурно – литологического строения пластов шахт Кузбасса на эксплуатацию очистных комбайнов / Д. А., Потапов, А. М. Цехин // Сборник статей IV межрегиональной конференции с международным участием “Инновации в угольной отрасли и экономике Кузбасса”. – ч.1. – Филиал ГУ КузГТУ в г. Белово, 2011. – С. 154 – 158.
5. Методика оценки и классификация показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР: в 2 – х ч. // ИГД им. А.А. Скочинского. – ч. 1. – М., 1978. – 47 с.
6. Нестеров, В. И. Разрушение угольных и рудных пластов с твердыми включениями шнековыми рабочими органами / В.И. Нестеров, А.А. Хорешок, В.Н. Вернер и др. – Кемерово: КузГТУ, 2001. – 125 с.
7. Руководство по применению невзрывчатого средства НРС – 1 при разрушении хрупких прочных материалов. – М.: Минстройматериалов, 1988. – 21 с.
8. Горелов, К. В. Применение невзрывчатых разрушающих составов на объектах предприятий горной промышленности / К. В. Горелов, А. А. Корнеев, С. Б. Язвовский // Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1997. – С. 169 – 176.
9. Худин, Ю. Л. Разрушение горных пород комбинированными исполнительными органами / Ю. Л. Худин, Л. Д. Маркман, Ж. П. Вареха, П. М. Цой. – М.: Недра, 1978. – 224 с.

10. Кичигин, А. Ф. Механическое разрушение горных пород комбинированным способом / А. Ф. Кичигин, С. Н. Игнатов, А. Г. Лазуткин, И. А. Янцен. – М.: Недра, 1972. – 256 с.
11. Половнев, Г. П. Исследование и создание породопроходческого комбайна “Карагандинец - П”, разрушающего забой способом щелевого отрыва: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.05.06 / Половнев Геннадий Петрович. – Караганда, 1966. – 26 с.
12. Половнев, Г. П. Породопроходческий комбайн “Карагандинец - ПС” / Г. П. Половнев, И. Т. Кравцов, Р. И. Урбанис, Л. Д. Маркман // Горные машины и автоматика. – 1971. – № 1. – С. 9 – 10.
13. Айкофф SL 1000. Очистной комбайн будущего для разрушения мощных пластов // Уголь. – 2008. – №10. – С. 16 – 21.
14. Солод, В. И. Горные машины и автоматизированные комплексы / В. И. Солод, В. И. Зайков, К. М. Первов. – М.: Недра, 1981. – 503 с.
15. Солод, В. И. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов / В. И. Солод, В. Н. Гетопанов, В. М. Рачек. – М.: Недра, 1982. – 350 с.
16. Докукин, А. В. Создание и развитие угледобывающих комбайнов / А. В. Докукин, А. Г. Фролов. – М.: Недра, 1984. – 160 с.
17. Быков, В. А. Опыт отработки очистным механизированным комплексом КМ500Х угольного пласта с твердыми включениями / В. А. Быков, Ю. Н. Давыдов // Уголь. – 2003. – №9. – С. 8 – 9.
18. Казанский, А. С. К вопросу о типизации и унификации режущего инструмента для угольных комбайнов // Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. – 1973. – № 13. – С. 15 – 20.
19. Патент на изобретение USA №3.268.260 от 23.08.1966, МПК E21C35, «Mounting boxes and picks for coal-cutting machines». Artur Snipe.
20. Патент на изобретение USA №3.342.532 от 19.09.1967, МПК E21C35, «Cutting tool comprising holder freely rotatable in socket with bit frictionally attached». Clode Krekeler.
21. Сафохин, М. С. Горные машины: учебник для вузов / М. С. Сафохин, Б. А. Александров, В. И. Нестеров. – М.: Недра, 1995. – 463 с.

22. Мельников, А. Н. Виды и причины выхода из строя поворотных резцов / А. Н. Мельников, В. М. Курбатов, З. Ш. Кекелидзе // Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. – 1978. – С. 112 – 119.
23. Крапивин, М. Г. Горные инструменты / М. Г. Крапивин. – М.: Недра, 1973. – 246 с.
24. Крапивин, М. Г. Горные инструменты / М. Г. Крапивин, И. Я. Раков, Н. И. Сысоев. – М.: Недра, 1990. – 256 с.
25. Крестовоздвиженский, П. Д. Повышение прочности тангенциальных поворотных резцов горных очистных комбайнов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.05.06 / Крестовоздвиженский Павел Дмитриевич. – Кемерово, 2011. – 19 с.
26. Родионов, Н. С. Методология выбора оптимальных свойств твердых сплавов для создания горно-бурового инструмента / Н. С. Родионов, Н. Л. Чернова // Уголь. – 2000. – №9. – с. 29.
27. Каталог горных резцов Kennametal [Электронный ресурс]. – 2008. – Режим доступа: <http://kennametal.ru/katalogi>.
28. Кутузов, Б. Н. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов ч. II. – 3 – е изд., перераб. и доп. / Б. Н. Кутузов. – М.: МГГУ, 1994. – 448 с.
29. Федоренко, П. И. Буровзрывные работы: учебник для вузов / П. И. Федоренко. – М.: Недра, 1991. – 272 с.
30. Шехурдин, В. К. Горное дело / В. К. Шехурдин, В. И. Несмотряев, П. И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.
31. Семенов, В. М. Разрушение диэлектрических горных пород в электрических полях высокой частоты / В. М. Семенов, Ю. Н. Захаров, М. М. Чесноков. – М.: ИГД им. Скочинского, 1965. – 204 с.
32. Кравченко, В. С. Высокочастотный контактный способ вторичного дробления крепких железных руд / В. С. Кравченко, А. П. Образцов, Д. А. Денисов // Научные сообщения ИГД АН СССР. – 1959. – №1. – С. 63 – 68.
33. Кравченко, В. С. Беспыльное разрушение горных пород электрическим способом / В. С. Кравченко, А. П. Образцов, В. В. Устинов // Горный журнал. – 1960. – № 9. – С. 38 – 42.

34. Семенов, В. М. Разрушение негабарита хромитовых горных пород / В. М. Семенов // Борьба с силикозом: т. 4. – М.: изд – во АН СССР. – 1962. – С. 37 – 40.
35. Семенов, В. М. Дробление негабарита током высокой частоты / В. М. Семенов, М. М. Чесноков, Ю. Н. Захаров // Строительные материалы. – 1964. – № 12. – С. 81–86.
36. Гончаров, С. А. Разупрочнение горных пород под действием импульсных электромагнитных полей / С. А. Гончаров, П. П. Ананьев, В. Ю. Иванов. – М.: МГГУ, 2006. – 91 с.
37. Гончаров, С. А. Оценка электростатического заряда пылевых частиц, образующихся при добыче и переработке железистых кварцитов / С. А. Гончаров, Ю. В. Бондаренко, Н. Г. Чурилов, В. В. Семенов // Горный журнал. – 2002. – №7. – С. 82– 84.
38. Бабенко, А. В. Изучение параметров импульсного электромагнитного излучения при нагружении твердых тел / А. В. Бабенко // Научные работы магистрантов: сборник статей. – Кемерово: КузГТУ. – 2002. – №3. – С. 98 – 101.
39. Манжиков, Б. Ц. Структура акустических и электромагнитных импульсов излучения горных пород при одноосном сжатии / Б. Ц. Манжиков, Л. М. Богомоллов, В. Н. Сычев // Геология и геофизика. – 2001. – № 10. – С. 1690 – 1696.
40. Ржевский, В. В. Электрическое разрушение горных пород / В. В. Ржевский, Ю. И. Протасов. – М.: Недра, 1972. – 206 с.
41. Горлов, К. В. Применение невзрывчатых разрушающих составов на объектах предприятий горной промышленности / К. В. Горлов, А. А. Корнеев, С. Б. Язвовский // Сборник статей. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. – 1997. – С. 180 – 184.
42. Руководство по применению невзрывчатого средства НРС – 1 при разрушении хрупких прочных материалов. – М.: Минстройматериалов, 1988. – 21 с.
43. Разработка эффективной и экологически чистой технологии подготовки горной массы к выемке с помощью невзрывчатых разрушающих составов (НРС): отчет по НИР. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1995. – 38 с.
44. Бреннер, В.А. Гидроструйные технологии в промышленности. Гидромеханическое разрушение горных пород / В.А. Бреннер, А.Б. Жабин, А.Е. Пушкарев, М.М. Щеголевский. – М.: Издательство Академии горных наук, 2000. – 343 с.

45. Поляков, А.В. Разработка метода расчета эффективности процесса резания горных пород струями воды сверхвысокого давления и обоснование параметров устройства для их получения применительно к проходческим комбайнам: автореф. дис. ... канд. техн. наук / А.В. Поляков. – Тула, 2006. – 20 с.
46. Мерзляков, В.Г. Научные основы создания гидромеханических исполнительных органов для очистных и проходческих комбайнов: автореф. дис. ... докт. техн. наук / В.Г. Мерзляков. – М., 2000. – 40 с.
47. Кузнецов, В.В. Обоснование параметров и разработка исполнительного органа проходческого комбайна, оснащенного дисковым инструментом: автореф. дис. канд. техн. наук / В.В. Кузнецов. – Кемерово, 1992. – 16 с.
48. Хорешок, А.А. Опыт эксплуатации рабочего инструмента исполнительных органов горных машин на шахтах Кузбасса / А.А. Хорешок, А.М. Цехин, В.В. Кузнецов, А.Ю. Борисов, П.Д. Крестовоздвиженский // Горное оборудование и электромеханика. – 2011. – № 4. – С. 8–11.
49. Сафохин, М.С. Машины и инструмент для бурения скважин на угольных шахтах / М.С. Сафохин, И.Д. Богомолов, Н.М. Скорняков, А.М. Цехин. – М.: Недра, 1985. – 213 с.
50. Хорешок, А.А. Совершенствование конструкций исполнительных органов проходческих комбайнов избирательного действия / А.А. Хорешок, В.В. Кузнецов, А.Ю. Борисов // Горные машины и автоматика. – 2002. – № 9. – С. 22–26.
51. Хорешок, А.А. Обоснование геометрических параметров дискового инструмента для исполнительных органов проходческих комбайнов / А.А. Хорешок, В.В. Кузнецов, А.Ю. Борисов // Горное оборудование и электромеханика. – 2008. – № 2. – С. 11–13.
52. Хорешок, А.А. Перспективы применения дискового инструмента для коронок проходческих комбайнов / А.А. Хорешок, Л.Е. Маметьев, В.В. Кузнецов, А.Ю. Борисов // Вестник КузГТУ. – 2010. – № 1. – С. 52–54.
53. Хорешок, А.А. Совершенствование конструкции продольно-осевых коронок проходческого комбайна избирательного действия / А.А. Хорешок, Л.Е. Маметьев, А.Ю. Борисов, С.Г. Мухортиков // Горное оборудование и электромеханика. – 2010. – № 5. – С. 2–6.

54. Патент РФ №149617. Исполнительный орган выемочной горной машины / Маметьев Л.Е, Хорешок А.А., Борисов А.Ю; патентообладатель Федер. гос. бюджет. образоват. учреждение высш. профессион. образования «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева» (КузГТУ). – опубл. 10.01.2015, Бюл. № 1.
55. Патент РФ №2455486. Исполнительный орган проходческого комбайна / Маметьев Л.Е, Хорешок А.А., Борисов А.Ю., Кузнецов В.В., Мухортиков С.Г. ; патентообладатель Федер. гос. бюджет. образоват. учреждение высш. профессион. образования «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева» (КузГТУ). – опубл. 10.07.2012, Бюл. № 19.
56. Патент РФ №160664. Расширитель скважин обратного хода / Цехин А.М., Маметьев Л.Е, Хорешок А.А., Борисов А.Ю; патентообладатель Федер. гос. бюджет. образоват. учреждение высш. профессион. образования «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева» (КузГТУ). – опубл. 27.03.2016, Бюл. № 9.
57. Барон, Л. И. Сопrotивляемость горных пород отрыву / Л. И. Барон, Л. Т. Керелица. – Киев: Наукова думка, 1974. – 192 с.
58. Вероятностная оценка эффективности гидравлического разрыва пласта по горно-геологическим показателям (на примере месторождений когалымского региона) / Галкин В.И., Растегаев А.В., Козлова И.А., Кривошеков С.Н. // Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. – 2014. – № 7. – С. 100-104.
59. Желтов, Ю. П. О гидравлическом разрыве нефтеносного пласта / Ю. П. Желтов, С. А. Христианович // М.: изв. АН СССР. – 1955. – № 5. – С. 57 – 69.
60. Чернов, О. И. О флюидоразрыве породных массивов / О. И. Чернов, Н. Г. Кю // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1988. – № 6. – С. 81 – 92.
61. Чернов, О. И. Результаты экспериментов по гидродинамической стратификации монолитного породного массива с целью его разупрочнения / О. И. Чернов, Б. А. Фролов, С. Я. Красников, Л. Н. Шепелев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1985. – № 6. – С. 74 – 78.
62. Чернов, О. И. Экспериментальное изучение ориентированного разрыва твердых

- тел высоковязким флюидом / О. И. Чернов, Н. Г. Кю // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1996. – №5. – С. 61 – 64.
63. Кю, Н. Г. Добыча блочного камня методом флюидоразрыва горных пород / Н. Г. Кю, А. М. Фрейдин, О. И. Чернов // Горный журнал. – 2001. – №3. – С. 71 – 75.
64. Чернов, О. И. Теоретическое изучение разрушения горной породы растяжением при различных схемах нагружения щели в массиве / О. И. Чернов, О. А. Абрамова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1994. – №2. – С. 60 – 66.
65. Тамбовцев, П. Н. Экспериментальные исследования процесса флюидоразрыва породных блоков ударным способом / П. Н. Тамбовцев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2004. – №3. – С. 52 – 59.
66. Тамбовцев, П. Н. Направленный разрыв природного камня ударным воздействием через пластичное вещество в шпуре: дис. ... канд. техн. наук: 05.05.04 / Тамбовцев Павел Николаевич. – Новосибирск, 2006. – 103 с.
67. Патент РФ № 2131032. Способ разрушения горных пород. / Н.Г. Кю, О.И. Чернов. – Оpubл. в БИ № 15, 1999.
68. Клишин, В. И. Адаптация механизированных крепей к условиям динамического нагружения / В. И. Клишин. – Н.: Наука, 2002. – 199 с.
69. Кю, Н. Г. О методе направленного разрушения горных пород пластичными веществами / Н. Г. Кю, Д. А. Цыганков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2003. – №6. – С. 57 – 63.
70. Чернов, О. И. Применение флюидоразрыва для разупрочнения подкровельной толщи при отработке мощных пологих пластов / О. И. Чернов, Ю. М. Леконцев, В. В. Кодола // Уголь. – 2000. – № 9. – С. 17 – 19.
71. Мацко, А. А. Разрушение монолитных объектов скважинным клиновым устройством / А. А. Мацко, В. Т. Михайлов // Управление горным давлением в комплексно – механизированных забоях: сборник трудов. – Новосибирск. – 1989. – № 47. – С. 54-61.
72. Клишин, В. И. Создание технологий и оборудования для разрушения прочных горных пород растягивающими усилиями / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2004. – № 10. – С.

213 – 219.

73. Кю, Н. Г. Создание методов и средств флюидоразрыва горных пород: дис. докт. техн. наук: 01.02.07 / Кю Николай Георгиевич. – Новосибирск, 1999. – 369 с.

74. Разработка метода и технических средств разрушения прочных горных пород растягивающими усилиями применительно к созданию нового поколения исполнительных органов машин: отчет о НИР / О. И. Чернов, В. И. Клишин и др. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 1993. – 102 с.

75. Сажин, П. В. Обоснование параметров и разработка средств направленного гидроразрыва горных пород: дис. ... канд. техн. наук: 05.05.06 / Сажин Павел Васильевич. – Новосибирск, 2007. – 122 с.

76. Патент РФ № 2243520. Стенд для испытания уплотнений. / В.И. Клишин, Ю.М. Леконцев, П.В. Сажин. – Опубл. в БИ №36, 2004.

77. Сажин, П. В. Исследование влияния механических свойств уплотнений на направление развития иницирующей щели / П. В. Сажин // Горный информационно – аналитический бюллетень. – 2004. – № 7. – С. 254 – 257.

78. Клишин, В. И. Экспериментальные исследования перераспределения опорного давления в лаве при принудительной посадке кровли / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 3. – С. 339 – 347.

79. Клишин, В. И. Практика предотвращения динамических явлений в угольных шахтах методом направленного гидроразрыва массива / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П.В. Сажин // 21st World Mining congress & expo 2008. – Krakow, Poland. – 2008. – С. 227 – 233.

80. Сердюков, С.В. Экспериментальная проверка способа направленного гидроразрыва горных пород / Сердюков С.В., Курленя М.В., Патутин А.В., Рыбалкин Л.А., Шилова Т.В. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 4. – С. 3-11.

81. Леконцев, Ю. М. Направленный гидроразрыв и модернизация оборудования для его проведения / Ю. М. Леконцев, А. А. Хорешок, С. Ю. Ушаков, О. А. Темиряева // Уголь. – 2017. – № 10. – С. 22 – 26.

82. Клишин, В. И. Управление состоянием массива горных пород методом направленного гидроразрыва / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин // Рудник будущего: сборник трудов IV междунар. научно – практич. конф. – Пермь. – 2010. – № 3. – С. 54–62.
83. Зайдель, А. Н. Экспериментальные оценки ошибок измерений / А. Н. Зайдель. – Л.: Наука, 1967. – 89 с.
84. Новицкий, П. В. Оценка погрешностей результатов измерений / П. В. Новицкий, И. А. Зограф. – Л.: Энергоатомиздат, 1985. – 248 с.
85. Пономаренко, Ю. Ф. Расчет и конструирование гидроприводов механизированных крепей / Ю. Ф. Пономаренко, А. А. Баландин, Н. Т. Богатырев и др.; под общ. ред. Ю.Ф. Пономаренко. – М.: Машиностроение, 1981. – 327 с.
86. Ашмарин, А. П. Быстрые методы статистической обработки в планировании экспериментов / А. П. Ашмарин, Н. Н. Васильев, И. А. Амбросов. – Л.: изд-во Ленинградского университета, 1971. – 78 с.
87. Шванов, В. Н. Петрография песчаных пород (компонентный состав, систематика и описание минеральных видов) / В. Н. Шванов. – Л.: Недра, 1987. – 270 с.
88. Головенко, В. К. О терминологии и классификации кварцевых песчаных пород / В. К. Головенко // Вестник Ленингр. гос. ун – та. – 1960. – №6. – С. 147 – 153.
89. Логвиненко, Н. В. Петрография осадочных пород / Н. В. Логвиненко. – М.: Высшая школа, 1984. – 416 с.
90. Петтиджон, Ф. Осадочные горные породы / Ф. Петтиджон. – М.: Недра, 1981. – 752 с.
91. Авторское свидетельство РФ №1737116. Устройство для гидроразрыва пород в шпуре. / М. В. Курленя, С. Н. Попов, Р. Юн, С. Ф. Аверьянов, В. К. Федоренко. – Оpubл. в БИ №20, 1992.
92. Леонтьев, А. В. Опыт практического применения измерительного гидроразрыва / А. В. Леонтьев, С. Н. Попов // Горный журнал. – 2003. – № 3. – С. 37 – 43.
93. Курленя, М. В. Развитие метода гидроразрыва для исследования напряженного состояния массива горных пород / М. В. Курленя, А. В. Леонтьев, С. Н. Попов // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1994. – № 1. – С. 3 – 20.
94. Патент РФ № 2367791. Устройство для гидроразрыва пород в скважине. / Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин. – Оpubл. в БИ №26, 2009.

95. Патент № 2268359. Устройство для гидроразрыва пород в скважине. / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин. – Оpubл. в БИ №2, 2006.
96. Авторское свидетельство СССР № 1617132. Устройство для регулирования межпакерного давления / М. П. Снежко, О. П. Лопаткин, О. В. Пилуцкий. – Оpubл. в БИ №48, 1990.
97. Леконцев, Ю. М. Исследование режимов работы уравновешенного герметизатора / Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин, О. А. Темиряева, А. А. Хорешок, С. Ю. Ушаков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – №5. – С. 91 – 99. (Lekontsev, Yu. M. Two-side sealer operation / Yu. M. Lekontsev, P. V. Sazhin, O. A. Temiryayeva, A. A. Khoreshok, S. Yu. Ushakov // Journal of Mining Science. – 2013. – Vol. 49. – № 5, pp. 757–762).
98. Сажин П.В. Теоретические исследования работы клапана уравновешенного герметизатора / П.В. Сажин, Ю.М. Леконцев, А.А. Хорешок, С.Ю. Ушаков // Сб. материалов XXVII Междун. научно – практич. конф. «Новое слово в науке и практике: гипотезы и апробация результатов исследований» Часть 2. – Новосибирск. – 2016. – с. 173 – 179.
99. Леконцев, Ю. М. Теоретические и экспериментальные исследования работы уравновешенного герметизатора / Ю. М. Леконцев, А. А. Хорешок, С. Ю. Ушаков, М. А. Тюленев // Горное оборудование и электромеханика. – 2016. – №6. – С. 38 – 43.
100. Леконцев, Ю. М. Лабораторные исследования влияния водной пропитки на прочностные свойства породного прослойка угольного пласта / Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин, С. Ю. Ушаков // Материалы XIII Междун. конф. “Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири”. – Кемерово. – 2010. – С. 97 – 101.
101. Леконцев, Ю. М. Практическое применение метода поинтервального гидроразрыва (ПГР) для разупрочнения породного прослойка в угольном пласте в условиях шахты “Романовская” / Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин, А. И. Антонюк // Материалы XIII Междун. конф. “Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири”. – Кемерово. – 2010. – С. 102 – 105.
102. Леконцев, Ю. М. Разупрочнение породного прослойка в угольном пласте в

- условиях шахты “Романовская” с применением метода поинтервального гидроразрыва (ПГР) / Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин, С. Ю. Ушаков // Уголь. – 2012. – №1. – С. 15 – 17.
103. Клишин, В. И. Средства реализации безвзрывного разрушения горных пород растягивающими усилиями / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин // Проблемы и перспективы развития горных наук: Сборник трудов международной конференции. Т. II. Машиноведение. Геотехнологии. – Новосибирск. – 2006. – С. 384 – 389.
104. Клишин, В. И. Пути повышения эффективности метода направленного гидроразрыва / В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды: Сборник трудов конф. с участием иностранных ученых. – Новосибирск. – 2008. – С. 34 – 41.
105. Шигин, А. О. Адаптивный вращательно-подающий механизм бурового станка для снижения непрогнозируемых нагрузок при бурении сложноструктурных пород / А. О. Шигин // Горный журнал. – 2013. – №7. – С. 79 – 83.
106. Шигин, А. О. Прогнозируемый ресурс шарошечных долот при бурении сложноструктурных горных массивов / А. О. Шигин, А. А. Шигина // Вестник Иркутского государственного технического университета. – Иркутск. – 2014. – № 1(84). – С. 29 – 33.
107. Кондаков, Л. А. Машиностроительный гидропривод / Л. А. Кондаков, Г. А. Никитин, В. Н. Прокофьев, В. Я. Скрицкий, В. Л. Сосонкин. – М.: Машиностроение, 1978. – 497 с.
108. Сиов, Б. Н. Истечение жидкости через насадки в среды с противодавлением / Б. Н. Сиов. – М.: Машиностроение, 1968. – 140 с.
109. Ртищева, А. С. Теоретические основы гидравлики и теплотехники: учебное пособие / А. С. Ртищев. – Ульяновск: УлГТУ, 2007. – 171 с.
110. Башта, Т. М. Гидравлика, гидромашины и гидроприводы / Т. М. Башта, С. С. Руднев, Б. Б. Некрасов, О. В. Байбаков, Ю. Л. Кирилловский. – М.: Машиностроение, 1982. – 423 с.
111. Леконцев, Ю. М. О выборе рациональных параметров и режимов работы клапанного синхронизатора в конструкции уравновешенного герметизатора / Ю. М.

Леконцев, П. В. Сажин, О. А. Темиряева, С. Ю. Ушаков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – №1. – С. 95 – 102. (Lekontsev, Yu. M. Selecting Efficient Parameters and Operation Modes for Valve-Synchronizer of Two-Side Sealing Device / Yu. M. Lekontsev , P. V. Sazhin , O. A. Temiryayeva , S. Yu. Ushakov // Journal of Mining Science. – 2014, Vol. 50, № 1, pp. 94–100).

112. Леконцев, Ю.М. Применение метода поинтервального гидроразрыва для разупрочнения породного прослойка в угольном пласте / Ю. М. Леконцев, П. В. Сажин, С. Ю. Ушаков // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 3. – С. 135 – 144. (Lekontsev, Yu. M. Interval hydraulic fracturing to weaken dirt bands in coal / Yu. M. Lekontsev, P. V. Sazhin, S. Yu. Ushakov // Journal of Mining Science. – 2012. – Vol. 48. – № 3, pp. 525-532.)