Министерство образования и науки Российской Федерации
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

На правах рукописи

ИСАЕВ АЛЕКСЕЙ ИГОРЕВИЧ

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СДВОЕННОГО УДАРНОГО ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ПРОХОДЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В КЕМБРИЙСКИХ ГЛИНАХ

Специальность 05.05.06 – Горные машины

ДИССЕРТАЦИЯ
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель –
д.т.н., профессор
Юнгмейстер Д.А.

Санкт-Петербург – 2015

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5
Глава 1 Анализ современных способов проведения выработок в слабоустойчивых породах и совершенствование процесса проходческих работ 10
1.1 Горно-геологические условия. Анализ массива кембрийских глин как объекта разрушения 10
1.2 Анализ современных способов проведения выработок в слабоустойчивых породах 15
1.3 Анализ тоннелепроходческой техники 19
1.3.1 Анализ щитовых проходческих комплексов 19
1.3.2 Анализ проходческих комбайнов 25
1.3.3 Анализ проходческих машин и комбайнов ударного действия 29
1.4 Анализ конструкций инструмента для ударного разрушения 36
1.5 Анализ методик расчета ударных исполнительных органов 40
1.6 Выводы по главе 1 42
Глава 2 Теоретические исследования по обоснованию параметров исполнительного органа ударного действия проходческого комбайна для проходки выработок метро 44
2.1 Анализ процесса разрушения горных пород ударом 46
2.2 Исследование динамики ударной системы 52
2.3 Зависимость заглубления породоразрушающего инструмента в массив кембрийских глин от времени работы ударника 56
2.4 Определение фактической производительности ударника при разрушении глины 59
2.5 Компоновочная схема и принцип работы сдвоенного ударного исполнительного органа 64
2.6 Обоснование средств механизации для проведения вспомогательных выработок 65
2.7 Выводы по главе 2 67

Глава 3 Экспериментальные исследования процесса разрушения кембрийских глин исполнительными органами ударного типа 68
3.1 Постановка задач экспериментальных исследований..... 68
3.2 Стенд для исследования процесса разрушения кембрийских глин ударом .. 68
3.3 Разработка методики проведения экспериментальных исследований..... 70
3.3.1 Цели и задачи экспериментальных исследований 70
3.3.2 Исходные данные..... 71
3.3.3 Методика проведения многофакторного эксперимента 72
3.4 Последовательность проведения испытаний 74
3.5 Результаты стендовых исследований ударного разрушения кембрийских глин 75
3.6 Обработка результатов эксперимента..... 79
3.7 Проведение хронометражных наблюдений операции отбойки кембрийской глины 87
3.8 Исследование распространения ударных волн в глине 89
3.8.1 Методика проведения испытаний по определению распространения ударных волн в глине 90
3.8.2 Анализ осциллограмм ударных процессов 92
3.8.3 Калибровка датчика давления, устанавливаемого на испытуемых образцах кембрийских глин 95
3.9 Выводы по главе 3..... 99
Глава 4 Разработка конструкций проходческих комплексов для эффективного разрушения массива кембрийских глин 101
4.1 Конструкция ударника исполнительного органа проходческого комплекса 101
4.2 Конструкция и принцип работы сдвоенного ударного исполнительного органа..... 104
4.3 Компоновочная схема проходческого комплекса с тюбинговой крепью для проведения вспомогательных выработок..... 106

4.4 Компоновочная схема и принцип работы проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок 108
4.5 Методика обоснования основных параметров комплекса 111
4.6 Технико-экономическое обоснование целесообразности применения разработанного комплекса 112
4.6.1 Определение экономических показателей по новому варианту на основе циклограммы работы механизированного проходческого комплекса на базе шагающего крепеустановщика со сдвоенным ударным исполнительным органом 115
4.6.2 Определение экономических показателей по базовому варианту на основе циклограммы работы сплошным забоем с использованием ручных пневмомолотов 118
Выводы по главе 4 120
Заключение 121
Список литературы 123
Приложение А 133
Приложение Б 134
Приложение В 139
Приложение Г 140
Приложение Д 141

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы

В Российской Федерации успешно осуществляются работы, направленные на развитие всех видов транспорта. Важное место в комплексе транспортных сооружений занимают тоннели.

Сооружение метрополитена в условиях Санкт-Петербурга сопровождается не только строительством тоннелей, но и проходкой вспомогательных выработок, необходимых для соединения строящихся станций с вертикальным стволом, по которым осуществляется, как откатка отбитой породы для выдачи на поверхность, так и доставка всего необходимого для строительства станций. При этом на 1 км перегонного тоннеля приходится (по экспертным данным) не менее 1 км вспомогательных выработок (подходные тоннели, выработки околоствольного двора, транспортные и вспомогательные ходки, тупиковые выработки и т.д.).

Шахты Санкт-Петербургского Метростроя располагаются на глубине 60-70 м, разрабатываемый забой весьма различен по составу: сухая глина; глина с включением известняка; глина с включением закварцованного известняка с содержанием воды в верхней части прослойки; глина с включением гранитных валунов. Для проходки коротких выработок и ходков щиты и комплексы бурового действия не применимы, до сих пор используется ручной труд проходчиков с отбойными молотками и крепление забоя лесом.

Основной причиной необходимости создания новых типов машин является невозможность эффективного использования известных средств проходки вспомогательных выработок и станционных тоннелей в условиях шахт ОАО «Метрострой» (щиты и комплексы бурового действия), что связано с проведением монтажных и демонтажных камер, превышающих зачастую протяженность самих выработок.

Для исключения чрезвычайно опасных ручных работ, выполняемых рабочими с полков тюбингоукладчика, необходимо создание проходческих модулей облегченного типа с исполнительными органами ударного типа, а также

механических устройств для удержания забоя. Для этого необходимо теоретически обосновать способ обработки забоя и параметры исполнительного органа для его разрушения, что является актуальной научной задачей.

Цель работы: Повышение эффективности работы проходческого комплекса, увеличением его производительности на основе использования модели взаимодействия исполнительного органа с массивом разрушаемого забоя и уменьшением доли ручного труда при проведении горнопроходческих работ внедрением предлагаемых средств механизации обработки забоя, исключающих присутствие рабочих в призабойной зоне.

Идея работы: Повышение производительности проходческого комплекса обеспечивается использованием сдвоенного ударного исполнительного органа, в конструкции которого соотношение расстояния по осям между синхронно работающими ударниками к расстоянию между внедренными в массив породоразрушающими инструментами обеспечивает наложение друг на друга распространяемых ударных волн в кембрийской глине, приводящее к увеличению объема выкола отрабатываемой породы.

Методы исследования: В работе использован комплексный метод исследований, включающий теоретические исследования, математическое моделирование, экспериментальные исследования и проведение хронометражных наблюдений на шахтах Санкт-Петербургского «Метростроя».

Соответствие паспорту специальности

Работа соответствует специальности 05.05.06 – Горные машины, ее формуле, а также пунктам «Обоснование и оптимизация параметров и режимов работы машин и оборудования и их элементов» и «Обоснование и выбор конструктивных и схемных решений машин и оборудования во взаимосвязи с горнотехническими условиями, эргономическими и экологическими требованиями» области исследования.

Научная новизна: Разработана математическая модель процесса отделения кембрийских глин от массива забоя ударными исполнительными органами проходческого комплекса с учетом энергии и частоты ударов и угла заострения

породоразрушающих инструментов; установлены параметрические соотношения исходного положения между ударными рабочими инструментами сдвоенного ударного исполнительного органа к конечному расстоянию по осям заглубленных в массив кембрийской глины породоразрушающих инструментов, обеспечивающих развитие направленных на встречу друг другу магистральных трещин в отрабатываемой горной породе; установлена зависимость производительности проходческого комплекса изменяющейся от способа разрушения, структуры, наличия и изменения прочностных параметров крепких включений в массиве отрабатываемого забоя кембрийских глин.

Защищаемые научные положения:

1. Установлено, что теоретическая производительность проходческого комплекса с ударным исполнительным органом при разрушении массива кембрийских глин зависит от глубины внедрения породоразрушающего инструмента, которая описывается степенной зависимостью количества наносимых ударов с показателем степени, изменяющимся в диапазоне значений 0,37-0,56 от величины угла заострения пики, с множителем функции равному первоначальному заглублению.

2. Экспериментально установлено, что совместная работа двух ударников, установленных на исполнительном органе проходческого комплекса и ориентированных в плоскости под сходящимся углом в 40 градусов с расстоянием между внедренными в массив кембрийской глины остриями пик, находящимися в интервале 200-300 мм, по сравнению с параллельным расположением ударников приводит к увеличению производительности отбойки глины на 15-20%, в результате ослабления массива заключенного между пиками ударников.

Практическая значимость работы:

1. Разработана конструкция пневматического перфоратора, на которую получено положительное решение о выдаче патента;

2. Разработана конструкция стенда для исследования параметров ударных исполнительных органов.

3. Разработана конструкция и определены рациональные параметры сдвоенного ударника для разрушения кембрийских глин

4. Разработана схема ведения горных работ проходческим комплексом на базе тюбингоукладчика со сменными исполнительными органами на эректоре и крепления забоя без использования лесоматериалов.

5. Разработана методика расчета параметров ударных элементов для разрушения глин, составлена планограмма новой схемы разрушения забоев.

6. Разработаны рекомендации по выбору типа доставочного оборудования на основе математических моделей процессов транспортирования глины погрузочно-доставочными машинами в зависимости от длины транспортирования, динамических показателей движения машин;

Личный вклад автора. Произведен анализ основных теоретических представлений о разрушении горных пород ударными исполнительными органами. Сформулированы цель, задачи исследований и научные положения. Спроектированы и изготовлены лабораторные стенды, проведены экспериментальные исследования процессов разрушения глины породоразрушающими инструментами с различными углами заострения наконечника, а также процессов формирования ударного импульса в образцах кембрийской глины, в том числе сдвоенным ударником. Предложены конструкции двух проходческих комплексов и ударника повышенной эффективности, а также методики расчетов их основных параметров.

Апробация работы: Основные положения и результаты работы докладывались и обсуждались на международных научно-практических конференциях «Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения» (г. Воркута 2012, 2013 г.); международном научном симпозиуме «Ударно-вибрационные системы, машины и технологии» (г. Орел, 2013 г.); международный конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики (г. Минск, Беларусь, 2013 г.); ежегодном научном симпозиуме «Неделя горняка» (г. Москва, 2013, 2014, 2015 г.); международной практической конференции «Инновационные системы планирования и

управления на транспорте и в машиностроении» (г. Санкт-Петербург, 2014 г.); международных семинарах Механического факультета Горного университета (2012-2015 г.).

Результаты работы использовались в НИОКР: «Разработка новых образцов бурового оборудования с пониженным уровнем вибрации» для ОАО «Апатит»; «Разработка новых ударных систем буровой техники на открытых и подземных работах для повышения производительности и ресурса» для ОАО «Апатит»; «Разработка конструкции перфоратора с ударной системой «поршень-боек-штанга» для ГП ЗУМК.

Результаты исследований приняты к внедрению ЗАО «МЕТРАКОН».

Публикации. По результатам выполненных исследований опубликовано 14 печатных работ, в том числе 1 монография, 5 работ в изданиях, рекомендованных ВАК Российской Федерации.

Структура и объем работы

Диссертация состоит из введения, четырех глав и заключения, 5 приложений, общим объемом 141 страниц печатного текста, содержит 14 таблиц и 57 рисунков, список литературы из 101 наименования.

ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ СПОСОБОВ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК В СЛАБОУСТОЙЧИВЫХ ПОРОДАХ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

1.1 Горно-геологические условия. Анализ массива кембрийских глин как объекта разрушения

Развитие крупнейших городов мира на сегодняшний день невозможно представить без освоения подземного пространства, во многих странах интенсивно развиваются прогрессивные направления данной сферы строительства. Так, например, подземные железные дороги, скоростные трамваи и метрополитены, подземные гаражи и автостоянки позволяют уменьшить последствия перенаселенности больших городов. Для Санкт-Петербурга, с его обширным историческим центром, использование подземного пространства является особенно актуальным, поскольку позволяет решить проблему транспортной системы города без внесения каких-либо серьезных изменений в историческую архитектуру города.

Санкт-Петербургский регион в геолого-структурном отношении расположен на стыке двух мегаблоков – Балтийского щита и Русской плиты (рисунок 1.1). Геология региона является достаточно сложной, включающей в себя [1, 2] несколько структурных этажей:

- четвертичный, покровный этаж, мощность которого составляет в основном 20-40 м (местами до 50-70 м и более). Песчано-глинистые ледниковые образования этого этажа практически полностью перекрывают нижележащие палеозойские отложения чехла Русской платформы, которые обнажаются лишь в долинах рек;

- платформенный чехол, представленный песчано-глинистыми и карбонатными отложениями венда, кембрия и ордовика, общая мощность которых в разных частях города колеблется от 100 до 300 м;

- промежуточный, протооргенный этаж, выполненный преимущественно терригенными и терригенно-вулканогенными толщами рифея (поздний

протерозой) мощностью от десятков метров до 1 км и более в пределах Пашско-Ладожского грабена, который занимает большую часть Ладожского озера и частично его западное, восточное и южное побережья;

- кристаллический фундамент южного склона Балтийского щита, сложенный метаморфизованными породами архея и раннего протерозоя, а также гранитами, гранито-гнейсами и другими образованиями, залегающими на глубине от 100 м на северо-западе до 300 м на юге.

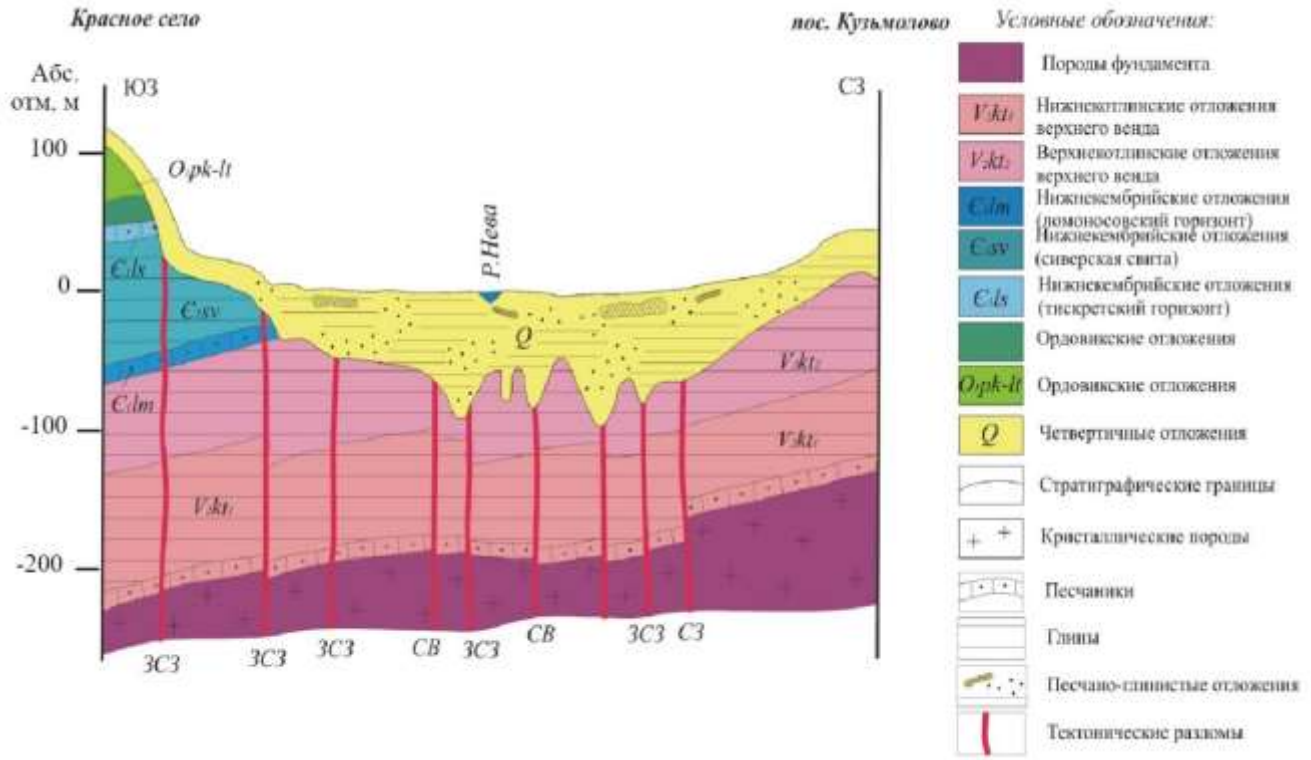


Рисунок 1.1 – Схематический горно-литологический разрез Санкт-Петербурга с элементами тектоники (по Е.К. Мельникову)

Условия строительства метрополитена в Санкт-Петербурге оцениваются специалистами как относительно благоприятные. Исключения составляют сооружения, расположенные в четвертичных отложениях, в глинах вблизи контактов с четвертичными отложениями и в районах древних долин, заполненных слабыми обводненными грунтами, – наклонные эскалаторные тоннели, перегонные тоннели на выходах линий метрополитена на поверхность, стволы, комплексы станционных сооружений вблизи эрозионных размывов [1].

Основная доля подземных сооружений метрополитена (перегонные и станционные тоннели, различные камеры, наклонные ходы и стволы шахт)

построена в котолинских глинах, в верхней части разреза отложений котлинского горизонта венда, отнесенной ко второй (верхней) пачке верхнекотлинской подсвиты. В северной и центральной частях города эти отложения перекрыты только четвертичными песчано-глинистыми отложениями различной мощности, на юге, от широты южного берега Невской губы, они залегают под пачкой венд - нижнекембрийских глин и песчаников, и нижнекембрийских синих глин, покрывающих котлинские глины. Поэтому физическое состояние глин в северно-центральной и южной частях города различно. Севернее южного берега залива верхняя часть разреза глин, непосредственно под четвертичными отложениями, разуплотнена и более гидратирована, чем на юге. В северной части развита древняя эрозионная сеть (размывы) максимальной глубиной до 92 м (ст. Адмиралтейская) и 121 м (пл. Мужества).

Основная толща котлинских глин (рисунок 1.2) представлена слоистыми разностями – от толстослоистых до тонкослоистых и почти сланцеватых, местами массивных. Слоистость обусловлена чередованием прослойков глины зеленоватых и серых оттенков толщиной 2 - 3 мм с тонкими, менее 1 мм, прослойками белесовато - серой пыли. В толще глин встречаются прослойки бурого мергеля и песчаника мощностью 1 - 5 см. Слоистость обычно горизонтальна, вблизи контакта с четвертичными отложениями искажена, нарушена, как бы перемята, что обычно объясняют воздействием ледника. Эту зону называют гляциодислоцированной.

Рисунок 1.2 – Характер слоистости верхнекотолинской глины

За период изысканий, проектирования и строительства метрополитена изучением свойств глин занимались различные организации: ЛГИ (Горный институт - ныне Горный Университет, кафедра инженерной геологии, 1945-1970 и 1981-89 г.), ВНИМИ (научный центр геомеханики и проблем горного производства СПГГУ, ЛИСИ (Государственный архитектурно-строительный университет), ЛИИЖТ (Петербургский государственный университет путей сообщения), Ленгидропроект, трест ГРИИ. Глины изучались также по трассам канализационных коллекторов глубокого заложения северных очистных сооружений, некоторых заглубленных сооружений инженерного оборудования города. Однако систематизированных данных по свойствам пород, особенно механическим, мало, что частично объясняется трудностями их определения в связи с особенностями физического состояния материала. В таблице 1.1 приведены данные, полученные при изучении свойств глин вышеперечисленными организациями [1].

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства котлинских глин

Показатель	Ед. изм.	Значение показателя			Колич. опред.	Примечания
		Мин.	Макс.	Сред.		
Плотность	кН/м^3	20,8	22,6	21,6	77	ЛГИ, В.Д. Ломтадзе Компрессионные испытания, 1967г.
Влажность	%	10	20	13,6		
Пористость	%			30		
Модуль деформации	МПа	100	1900	675		
Модуль деформации, вкрест слоистости	МПа	200	800			
Модуль деформации вдоль слоистости	МПа	400	1300			
Модуль деформации	МПа	19,7	183	94,4	28	ЛИСИ
Модуль деформации	МПа	21,7	242	71,4	12	ВНИИГ
Модуль деформации	МПа	103	176	152	196	ЛИИЖТ стабиллометр
Предел прочности при сжатии	МПа	2,2	8,2	5,3	33	ЛГИ, В.Д. Ломтадзе 1967г.
Предел прочности при сжатии вдоль слоистости	МПа			4,2		
Предел прочности при сжатии	МПа			2,5	222	Сводные данные 14 организаций
Предел прочности при сжатии	МПа	5,5	5,8	5,6		ВНИМИ 5 см^3
Предел прочности при сжатии	МПа			1,8		

Продолжение таблицы 1.1

Длительная прочность	65-70% от кратковременной					ВНИМИ
Сопротивление разрыву поперек слоистости	МПа			0,31	41	ЛГИ, 1967
Сопротивление разрыву вдоль слоистости	МПа			0,43		
Сцепление	МПа			0,54	42	ЛИИЖТ, стабиллометр $\sigma_2=(0,2\text{-}0,8)\sigma_1$
Угол внутреннего трения	град.			31		
Сцепление	МПа	1,25	1,9		Около 100	ВНИМИ
Угол внутреннего трения	град.	11	37			
Сцепление по слоистости	МПа	1,2	1,33			
Сцепление, длительные испытания	Снижение на 30%					ВНИМИ, 1979 Карташов Ю.М.

Протосеня А.Г. [1], проведя анализ лабораторных исследований котлинских глин, сделал следующие выводы:

1. Прочностные и деформационные свойства котлинских глин в образцах достаточно изучены. По показателям прочности на сжатие (2,2÷8,2 МПа, в среднем 4,2÷5,8 МПа), растяжение (0,3÷0,43 МПа), сцеплению (1,25÷1,9 МПа), модулю деформации (103 - 176 МПа) глины можно характеризовать как прочные и твердые. Это подтверждается их малой пористостью, высокой плотностью (20,9÷22,3 кН/м3), малой набухаемостью (3÷11%) и относительной водоустойчивостью.

2. Прочность глин в массиве с учетом его ослабления трещинами может быть оценена только приблизительно. По данным ВНИМИ, с увеличением размера образцов в 5 раз сопротивление сжатию снизилось вдвое. СНиП П-40-80, рекомендуют расчетное значение удельного сцепления для глин 0,15 МПа, что на порядок меньше сцепления, полученного испытаниями на образцах.

3. Котлинская глина должна быть отнесена к III категории грунтов по СНиП и характеризоваться коэффициентом крепости 1,0 - 1,5 (по аналогии с кембрийскими глинами и глиной плотной, Приложение к СНиП П-44-78). Вычисление коэффициента крепости по соотношению $\sigma_{сж} = 10f$ ($\sigma_{сж}$ – предел прочности при сжатии, МПа) дает заниженные значения.

4. Применительно к устойчивости породных обнажений в забоях важное значение имеют: увеличение влажности глин с приближением к четвертичным отложениям; снижение предела прочности и сцепления глин по мере роста влажности; снижение прочности образцов при косонаправленной, относительно главных напряжений, слоистости; уменьшение сцепления на 30 - 35% при длительном действии нагрузки.

1.2 Анализ современных способов проведения выработок в слабоустойчивых породах

В настоящее время транспортную проблему в крупных городах, к которым относится Санкт-Петербург (население свыше 5 миллионов человек), возможно решить только путем строительства метрополитена, который является рациональным и эффективным видом транспорта, обладающий высокой пропускной способностью пассажиров.

Инженерно-геологические и гидрогеологические условия Санкт-Петербурга характеризуются большой неоднородностью и относительной сложностью, которую необходимо учитывать при освоении и использовании подземного пространства города, в том числе при проектировании, строительстве и эксплуатации метро [2].

Исходя из выше сказанного, сооружение тоннелей и станций метрополитенов является наиболее сложной технической задачей транспортного строительства, для реализации которой необходимы разнообразные по конструктивному решению машины и механизмы для работы в различных горно-геологических условиях.

В настоящее время строительство метрополитена выполняется различными способами: горным, щитовым, открытым механизированным и способом продавливания, так же на территории Санкт-Петербурга широкое применение получили специальные методы закрепления грунтов (искусственное замораживание, химическое закрепление, цементация и битумизация). Данные методы применяются, когда гидрогеологические условия расположения

подземного сооружения не позволяют осуществить строительство обычными способами. К таким видам грунтов в основном относятся водонасыщенные пески и супеси (плывуны).

Сооружение тоннелей и станций метрополитена открытым способом возможно только на мало застроенных или свободных от застройки территориях, так как подавляющая часть работ проводится в открытых котлованах или траншеях.

При открытом способе исключаются специфические трудности подземных работ, тоннели сооружаются общестроительными методами с применением высокопроизводительных машин и крупноразмерных конструкций на большой длине участка, т. е. практически при неограниченном фронте работ. Благодаря этому темпы работ по сравнению с темпами при закрытом способе выше, а трудоемкость возведения конструкций ниже [3]. При открытом способе работ средний срок строительства станции сокращается на 1,5-2,0 года.

Недостатками данного способа являются: необходимость переустройства прилегающих городских коммуникаций, неизбежность нарушения нормальной жизни города в период строительства, ликвидация расположенных на месте строительства зданий и укрепление фундаментов близлежащих сооружений. В некоторых случаях, например, при строительстве станций метро в центре города, применение «открытого» способа невозможно.

Основными методами ведения проходческих работ при сооружении камер, перегонных и вспомогательных тоннелей закрытым способом являются:

– обычные немеханизированные щиты;

– механизированные щиты;

– комбайновый;

– без щитовой с разработкой забоя на полный профиль, со специально оснащенными укладчиками тоннельной обделки, а также при преодолении зон неустойчивых и водоносных грунтов, с применением специальных способов работ в сочетании с проходкой щитами.

Сооружение метрополитена в условиях Санкт-Петербурга сопровождается не только строительством межстанционных тоннелей, но и проходкой вспомогательных выработок, необходимых для соединения строящихся станций с вертикальным стволом, по которым осуществляется доставка в одну сторону отбитой породы и мусора, а по другой- всего необходимого для строительства станций (тюбинги, плиты, инструмент и т.д.). При этом на 1 км тоннелей приходится не менее 1 км указанных вспомогательных выработок (подвод к стволу, вспомогательные ходки, тупиковые выработки для расположения оборудования).

В связи с тем, что применение механизированных щитов для проходки тоннелей большого диаметра и малой протяженностью является экономически не целесообразным, из-за необходимости создания монтажных и демонтажных щитовых камер, которые по своей длине могут превышать саму проводимую выработку, а также значительная стоимость самого щитового комплекса и работ по его монтажу и демонтажу.

Для проведения вспомогательных выработок и людских ходков на шахтах ОАО «Метрострой» до сих пор осуществляется с использованием ручного труда бригады проходчиков.

Строительство притоннельных выработок, без щита способом сплошного забоя осуществляется с разработкой грунта отбойными молотками и установкой временного крепления кровли лба забоя. Обделку монтируют механизированным укладчиком [3].

Для проходки тоннелей предварительно выполняются следующие работы:

– сооружение монтажной камеры для тюбингоукладчика;

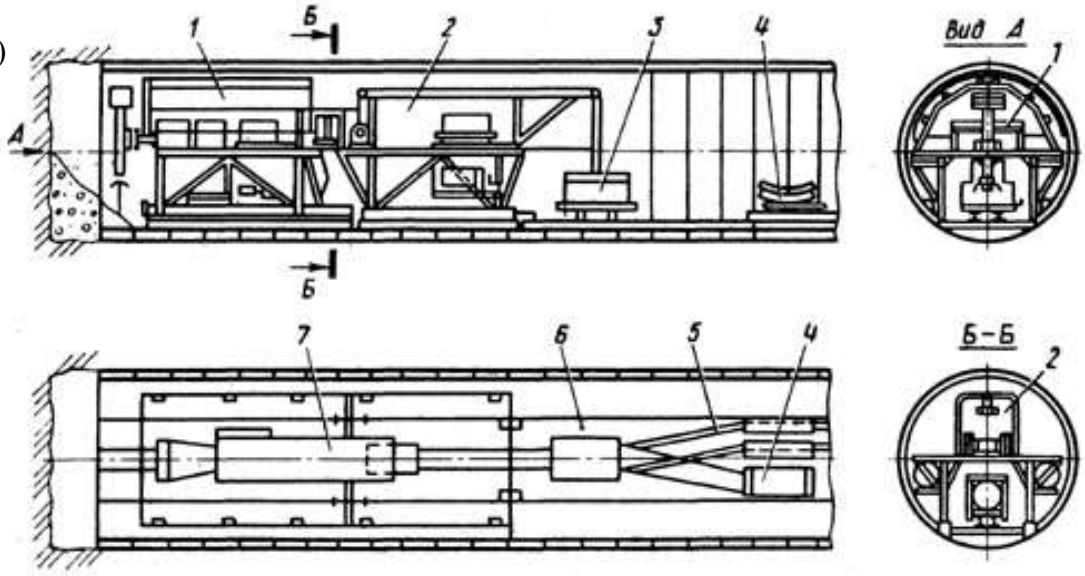
– монтаж укладчика тоннельной обделки;

– сооружение монтажного участка тоннеля с размещением на нем механизмов и оборудования для проходки.

Технологический процесс сооружения вспомогательных выработок включает в себя: разработку и крепления лба забоя, погрузку породы, монтаж тоннельной обделки, первичное и контрольное нагнетание, гидроизоляция

обделки, транспортировка грунта и материалов [3]. На рисунке 1.3 показана технологическая схема проходки тоннеля способом сплошного забоя и комплекс машин и механизмов, необходимых для проходки.

а)



б)

Рисунок 1.3 – Проходка тоннеля способом сплошного забоя со сборной обделкой в мягких грунтах. а) технологическая схема: 1 – тюбингоукладчик; 2 – тележка для нагнетания раствора за обделку; 3 – шахтная вагонетка; 4 – элементы обделки на блокотюбинговозке; 5 – стрелочный перевод; 6 – передвижная платформа; 7 – породопогрузочная машина; б) фотография проходки тоннеля на станции метро «Международная»

Разработка грунта и крепление выработки ведется с площадок укладчика тоннельной обделки, в грунтах с коэффициентом крепости меньше 3 глубина заходки принимается равной длине одного кольца. В качестве временной крепи

кровли и лба забоя по мере его разработки могут применяться доски или металлическая сетка в рамках, а также анкерное крепление [4]. Погрузка отработанной горной породы в вагонетки осуществляется породопогрузочной машиной, тип которой определяется в зависимости от требуемой производительности, диаметра тоннеля и вида тоннельного транспорта. В частности, указанная технологическая схема применялась «Семнадцатым управлением Метростроя» при строительстве станционного тоннеля диаметром свыше 8 м на станции метро «Международная».

Основными недостатками такого способа проходки тоннелей являются: высокие трудозатраты; низкая производительность; высокая продолжительность монтажно-демонтажных работ тюбингоукладчика; профессиональные заболевания от воздействия пыли и вибрации. Таким образом, необходимо совершенствование в данной технологии строительства тоннелей, а именно реализация временного крепления лба забоя во время провидения проходческих работ; замены отбойных молотков на более мощный и производительный тип ударного инструмента; обеспечение точного контура выработки с наименьшим отклонением от заложенного проектом.

1.3 Анализ тоннелепроходческой техники

1.3.1 Анализ щитовых проходческих комплексов

В современном подземном городском строительстве метрополитенов наибольший приоритет получила разнообразная щитовая техника: механизированные и автоматизированные щитовые комплексы для создания тоннелей различных форм и размеров поперечного сечения при различных горно-геологических условиях.

Установлено, что щитовой способ работ имеет целый ряд преимуществ перед горным способом. Поэтому ежегодно в мире изготавливают около 500 щитов, большинство из которых механизированные [5, 6, 8].

Щитовые проходческие комплексы, представляющие собой подвижную механизированную крепь, обеспечивающую частичное или сплошное крепление выработки на период времени от отработки забоя до установки постоянного крепления тоннеля. При сооружении тоннелей щитовым способом исключается необходимость сооружения временного крепления выработки, которое часто используется при горном способе отработки забоя, что впоследствии сокращает до минимума время между вскрытием выработки и возведением постоянной обделки и тем самым предотвращает развитие горного давления.

Основными частями щита являются ножевое и опорное кольца или единое ножеопорное кольцо, оболочка, горизонтальные и вертикальные перегородки, выдвижные рабочие платформы, домкраты — щитовые, управляющие (артикуляционные), забойные и платформенные, механизм для возведения крепи (в щитах малых и средних диаметров), механизм для погрузки породы, система гидрокоммуникаций с гидравлической аппаратурой управления и гидронасосными установками и электрооборудованием. Гидронасосные установки, как правило, размещаются на конструкциях механизмов, следующих за щитом [6].

Общеизвестными лидерами в области создания и проектирования щитовой проходческой техники фирмы «Herrenknecht AG», «Wirth» (Германия); «LOVAT» (Канада); «Robbins» (США); «Фест Альпине Бергтехник» (Австрия); «FramatoneMechanicalEngineering» (NFM), «Fives-CailBabcock» (FCB) и «CSMBessac» (Франция), «Mitsubishi», «Ишикавад-зима-Харима», «Kawasaki» и «Hitachi» (Япония), а также ПКБ «ЦНИИподземмаш», ООО «КРОТ инжиниринг» (Россия) [7].

Основные параметры щитовых комплексов зарубежных фирм представлены в таблице 1.2 [8].

На сегодняшний день довольно трудно дать однозначную классификацию проходческим щитам, так как их можно различать по ряду принципов: области применения, назначения и горно-геологических условиях, сооружаемых тоннелей, размеров поперечного сечения проводимой выработки, степени механизации

разработки забоя, виду исполнительного органа, отрабатывающего породу в забое, типу механизма возведения постоянной крепи тоннеля и способу его передвижки, способу погрузки породы или типу погрузочного органа.

Таблица 1.2. – Основные параметры щитовых проходческих комплексов

Фирма/Параметр	Herrenknecht AG	Mitsubishi	CSM Bessac	Robbins
Диаметр щита, м	15,2	2,67	4,36	7,63
Длина комплекса, м	46	40	37	32
Мощность привода, кВт	1000	270	250	3000
Усилие подачи, МН	25,6	7,8	12,0	15,2
Скорость вращения исполнительного органа, $с^{-1}$	0 – 4	0 – 1,8	0 – 3	0 – 2
Крутящий момент, кНм	2500	1436	1800	2800
Масса, т	350	75	115	280
Производительность, м/мес	500	450	350	380

Целесообразней всего давать классификацию щитам по двум группам признаков: основным, определяющих их область применения, и вспомогательным, определяющих конструктивные-технологические схемы функциональных элементов щитов [6].

По области применения разделяют щитовые проходческие комплексы для проведения тоннелей:

– в неустойчивых (сыпучих) и малоустойчивых грунтах;

– в плывунах с гидростатическим давлением, т.е. обводненных породах, требующих применения таких специальных способов, которые оказывают влияние на конструкцию щита;

– в устойчивых песчано-глинистых и других грунтах и породах с коэффициентом крепости f по шкале проф. М.М. Протодьяконова от 0,5 до 5 – 6;

– в породах с f >6.

Разнообразие горно-геологических условий, встречающиеся при строительстве тоннелей и метрополитенов в различных районах, оказывает влияние на тип и вид исполнительного органа, устанавливаемого на проходческий щит. Так, например, при строительстве тоннелей в неустойчивых породах исполнительный орган должен поддерживать забой таким образом, чтобы исключить проседание дневной поверхности или свести ее к минимуму.

В зависимости от принципа действия исполнительные органы проходческих щитов разделяются на три группы:

1. Непрерывного действия: роторные (с лучами – резцедержателями (рисунок 1.4, а), с плоской планшайбой, с планшайбой с винтовой поверхностью, комбинированный); качающиеся; планетарные; с комбинированными площадками; баровые (рисунок 1.4, б); гидравлического действия.

2. Цикличного действия: избирательные (с одной резцовой коронкой (рисунок 1.4, в), с двумя резцовыми коронками); экскаваторные (с прямой лопатой, с обратной лопатой (рисунок 1.4, г), с поворачивающейся на штанге лопатой, с лопатой, воздействующей на забой по всему его сечению).

3. Комбинированные исполнительные органы: цикличного действия с площадками (выдвижные площадки, комбинированные с конвейером в хвостовой части, комбинированные раздвижные, комбинированные поворотные без привода, комбинированные поворотные с приводом); гидромеханического действия.

В проходческих щитах с исполнительным органом непрерывного действия разработка породы производится по всему забою в каждый момент времени проходки, в отличие от исполнительных органов циклического действия, у которых разрушение породы происходит в отдельных участках забоя и для полной его отработки на длину, равной заходке или ее части, необходимо многократное воздействие исполнительного органа.

Исполнительные органы комбинированного действия сочетают в себе, по крайней мере, по одному из двух типов исполнительных органов, перечисленных выше, например, стреловой с резцовой коронкой или экскаваторный с площадками; гидравлическое разрушение с механическим разрушением – в исполнительном органе гидромеханического действия.

По типу механизма для возведения крепи щиты подразделяются на оборудованные крепеукладчиком (эректором), для сооружения тоннелей со сборной репью и щиты с механизмами для строительства тоннелей с монолитной или монолитно-прессованной бетонной крепью.

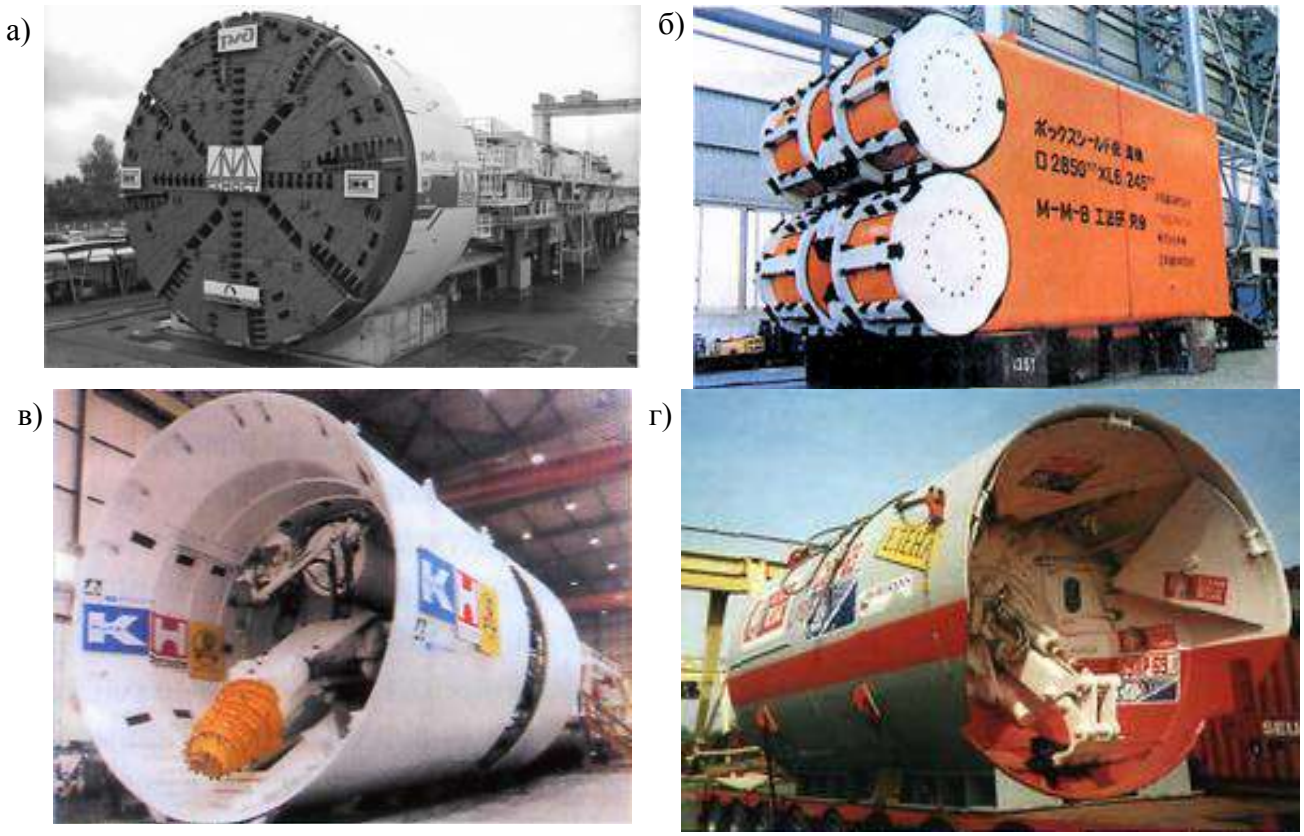


Рисунок 1.4 – Тоннелепроходческие комплексы с различными исполнительными органами
а) роторный исполнительный орган; б) барабанный исполнительный орган; в) исполнительный орган избирательного действия с резцовой коронкой; г) экскаваторный исполнительный орган

По степени механизации основных процессов щиты разделяются на немеханизированные (рисунок 1.5, а), частично механизированные и механизированные (рисунок 1.5, б). Немеханизированные щиты нашли свое применение при строительстве тоннелей с использованием мелкоблочной сборной крепи. Данное использование обуславливается тем, что в таких щитовых комплексах все процессы, за исключением их передвижки, осуществляются вручную.

В частично механизированных щитах отработка забоя в слабых грунтах осуществляется вручную с использованием отбойных молотков, погрузка и транспортировка горной массы в приделах щита может быть механизирована, возведение обделки тоннеля механизировано как при применении сборной, так и при применении монолитной крепи. В существующих отечественных щитовых комплексах степень механизации основных процессов достигает 30%.

Механизированные щиты оснащены рабочими (исполнительными) органами, расположенными в головной части щита. В таких щитовых комплексах операции по разрушению, погрузки и транспортировки горной массы, а также возведению временной крепи механизированы. Степень механизации основных процессов в зависимости от горно-геологических условии строительства тоннеля составляет 90 – 95 %.

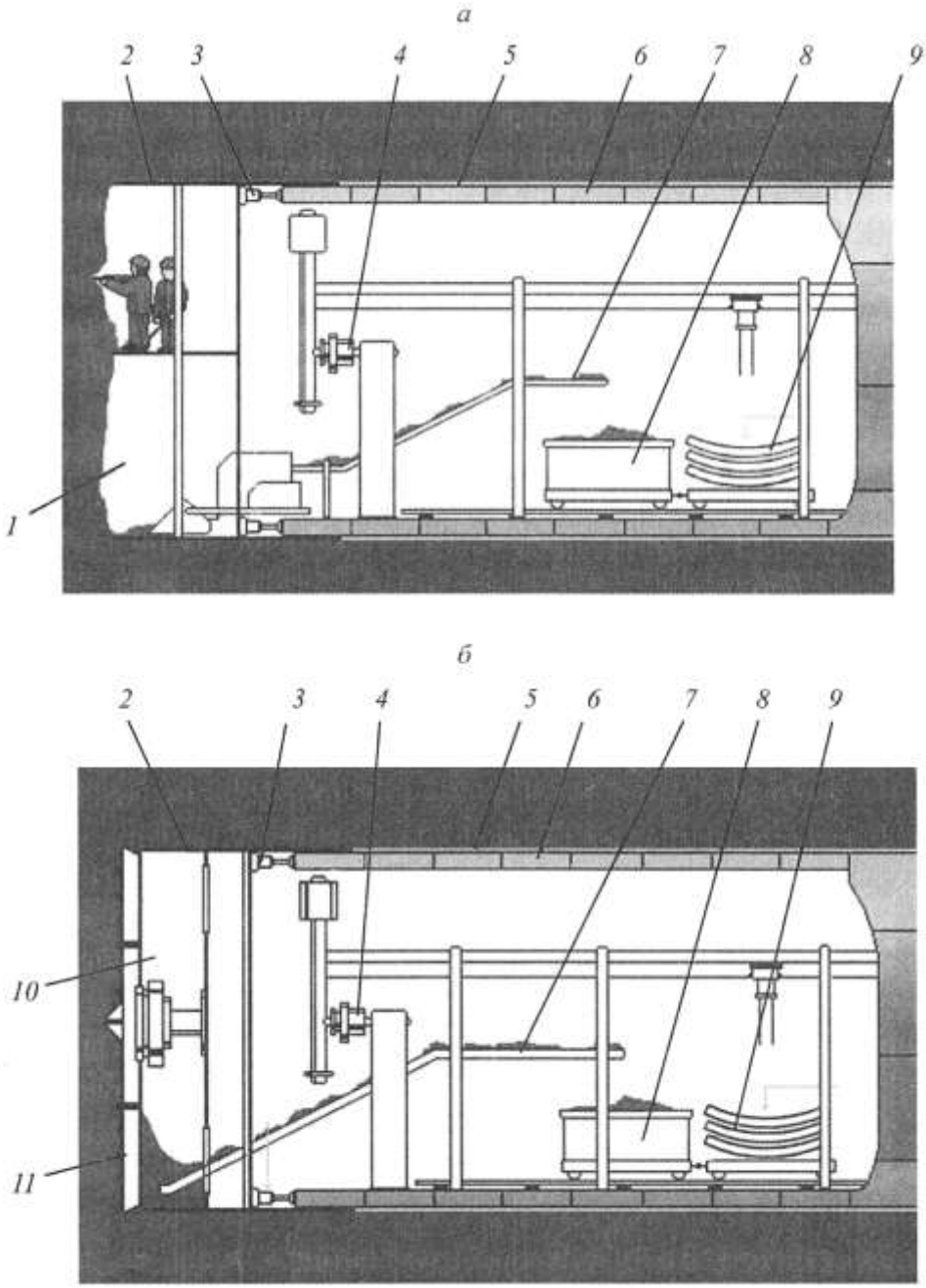


Рисунок 1.5 – Проходческий щит:
а) немеханизированный; б) механизированный; 1 – забой; 2 – оболочка щита; 3 – щитовые домкраты; 4 – блокоукладчик; 5 – заполненное заобделочное пространство; 6 – готовая обделка тоннеля; 7 – породопогрузчик; 8 – вагонетка; 9 – блоки обделки тоннеля; 10 – призабойная камера; 11 – исполнительный орган

Сооружение тоннелей на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя щитовыми проходческими комплексами невозможно при их использовании по забоям с повышенной трещиноватостью и наличием включений крепких прослоек породы, а также при строительстве выработок малого сечения и тоннелей с небольшим радиусом поворота. Щитовые механизированные проходческие комплексы, на шахтах Метростроя, целесообразнее всего применять при строительстве перегонных тоннелей метрополитена. Данное обстоятельство связано с тем, что при проходке тоннелей большого диаметра и небольшой протяженностью щитовым проходческим комплексом наблюдается ряд недостатков, таких как: необходимость создания монтажных и демонтажных камер, длина которых близка или превышает длину создаваемого тоннеля, затруднена замена и ремонт породоразрушающего инструмента, относительная дороговизна механизированного проходческого комплекса. В связи с этими обстоятельствами на шахтах Метростроя для сооружения вспомогательных выработок (подвод к стволу, вспомогательные ходки, тупиковые выработки для расположения оборудования) целесообразней всего применять немеханизированные щитовые комплексы в сочетании с проходческими комбайнами.

1.3.2 Анализ проходческих комбайнов

Проведение вспомогательных выработок проходческими комбайнами позволяет совместить во времени основные технологические процессы, в следствии чего сооружение выработки протекает как непрерывный процесс. Существующие на сегодняшний комбайны механизируют процессы разрушения и погрузки отбитой горной массы на перегружатели, устанавливаемые за ними, и далее, в транспортные средства, применяемые на шахте (ленточный конвейер, вагонетки и т.д.). Способность комбайна обеспечить совмещение этих операций во времени позволяет значительно сократить длительность рабочего цикла прохождения выработки, а возможность прохождения выработок с высоким качеством боковых поверхностей и почвы – значительно повысить эффективность

его работы за счет снижения объема разрушаемой массы и значительного сокращения объема забутовки. Таким образом, к достоинствам комбайнового способа проведения горных выработок можно отнести:

– механизацию и совмещение во времени основных процессов выемки и погрузки горной массы, а при использовании временной передвижной крепи возможно совмещение возведения постоянной крепи;

– отработка горной выработки осуществляется в пределах контура, заложенного проектом без нарушения целостности прилегающего к ней массива;

– увеличение производительности труда рабочих, а вследствие и темпов проходки по сравнению с использованием ручного труда;

– снижение себестоимости сооружения горных выработок;

– повышение безопасности и комфортабельность проведения горнопроходческих работ.

Применяемые в промышленных условиях проходческие комбайны можно разделить на две основные группы: со стреловым (избирательного действия) и с буровым (непрерывного действия) исполнительным органом [9, 10, 11]. Проходческие комбайны избирательного действия преимущественно применяются при проведении выработок с необходимости изменения в широком диапазоне размеров и форм ее сечений, тогда как комбайны непрерывного действия используются для проведения круглых или арочных выработок одного сечения в породах различной крепости.

Проходческие комбайны бурового действия предназначены для проведения подготовительных выработок круглой формы сразу на полное сечение. Их часто называют роторными комбайнами.

Буровые комбайны могут иметь исполнительные органы различной конструкции, но наиболее распространённый лобовой – одноосевой, реже планетарный.

Существуют также две принципиальные компоновочные схемы комбайнов: первая – с потягиванием корпуса машины к распорным плитам, расположенным в

передней части, вторая – с отталкиванием корпуса от распорных плит [12, 13, 14, 15].

Недостатками проходческих комбайнов бурового действия является: относительно высокая стоимость; невысокая мобильность; большая длина и масса; способность проходить выработки только круглого сечения с большим радиусом искривления (100 – 140 м); необходимость замены роторного исполнительного органа при изменении размеров выработки; громоздкость комбайна, затрудняющая его осмотр, ремонт и выполнение работ по креплению выработки; высокая трудоемкость монтажно-демонтажных работ.

Практический интерес для промышленного строения и горнодобывающих предприятий представляют стреловые проходческие комбайны (комбайны избирательного действия), которые позволяют механизировать процесс отбойки и погрузки горной массы [13].

Отличительной особенностью данных комбайнов является цикличность и избирательность действия (комбайн обрабатывает забой последовательно). В сравнении с комбайнами бурового типа, комбайны избирательного действия имеют следующие достоинства:

– обеспечение раздельной выемки горной массы в смешанных забоях и выработках любой формы;

– возможность возведения крепления кровли в непосредственной близости от забоя;

– облегченные монтажно-демонтажные работы (комбайн, возможно, монтировать в выработках небольшой площади сечения (4-10 м^2) без применения специального оборудования, а по окончанию проходческих работ комбайн перемещается в другой забой без перемонтажа);

– высокая маневренность и относительная малая масса;

– имеют меньший вес и дешевле комбайнов бурового действия.

Комбайны избирательного действия характеризуются (рисунок 1.6) шириной B и высотой H в транспортном положении, а также так называемыми размахами стрелы в вертикальной h и в горизонтальной b плоскостях.

Стреловые проходческие комбайны (рисунок 1.6) в принципе состоят из следующих основных функциональных узлов: рабочие оборудование комбайна включает в себя рукоять 3, перемещающую по забою исполнительный орган с фрезой 1 с помощью двух симметрично расположенных домкратов 4 и вращающейся платформы 5, а также напорного домкрата 2, позволяющего развивать значительные усилия на забой. Платформа 5 расположена на ходовой части 6 машины. Передвижение таких комбайнов осуществляется чаще всего на гусеничном ходу. Уборка грунта производится в большинстве случаев с помощью загребающего устройства 8 с транспортером 7, который далее осуществляет погрузку грунта в вагонетки или другой общешахтный транспорт.

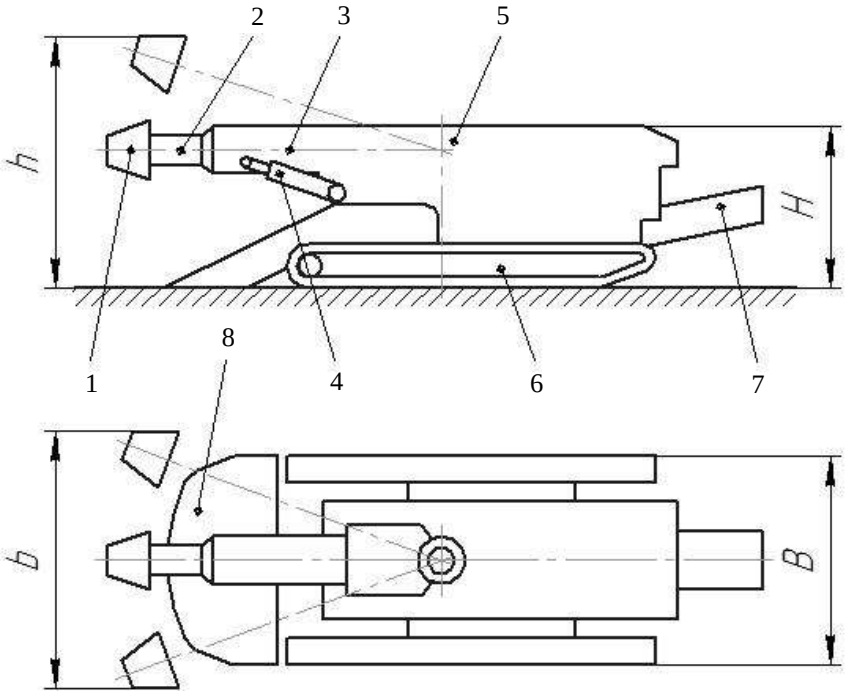


Рисунок 1.6 – Схема проходческого комбайна со стреловидным исполнительным органом

При сооружении вспомогательных выработок на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя проходческими комбайнами избирательного действия к их недостаткам можно отнести то, что комбайном одновременно обрабатывается только часть площади забоя и приходится перемещать исполнительный орган по сечению выработки (последовательный способ отработки забоя), в результате чего снижается эксплуатационная производительность таких комбайнов; невозможность обработки забоя с

наличием крепких включений горной породы; неуравновешенность комбайна в продольном и поперечном направлениях (частичная уравновешенность может быть достигнута при движении двух исполнительных органов в разные стороны или при применении исполнительного органа аксиального действия); пылеобразование и низкая эффективность средств борьбы с пылью; для возможности обработки выработок большого диаметра проходческими комбайнами избирательного действия необходимо их переоснащение многозвенными манипуляторами для обеспечения перемещения исполнительного органа по всему сечению забоя и как вследствие усложненная конструктивная особенность исполнительного органа, вызывает возникновение неуравновешенных динамических нагрузок на комбайн; отсутствие особых кабин для защиты машинистов; затрудненность полной видимости отрабатываемого забоя; сложность сочетания с работой крепеустановщика (УТМ) и невозможность полной погрузки отработанной породы находящейся в нижней части выработки.

Таким образом, проведенный анализ показывает, что перспективным направлением совершенствования проходческих комбайнов для условий шахт Санкт-Петербургского Метростроя является модернизация их конструкций, которая позволит увеличить диапазон крепости и разновидности отрабатываемой породы, при этом сохранив высокое качество проводимой горной выработки, повысит производительность проходческих работ, а возможность использования с механизированным удержанием забоя обеспечит безопасность работ при проходки вспомогательных выработок метро.

1.3.3 Анализ проходческих машин и комбайнов ударного действия

В промышленно развитых странах мира значительный объем энергоемких работ по разрушению и уплотнению минеральных сред (горных пород, грунтов и др.), обработке конструкционных материалов выполняется с использованием мощных ударных устройств, которые устанавливаются на различные технологические машины и оборудование.

Ударные устройства представляют собой энергопреобразующие элементы силовых импульсных систем, приводимых от различных первичных источников энергии (электрической, пневматической, гидравлической, взрывной и т. д.).

Потребность в создании ударных нагрузок больших энергий для выполнения различных технологических операций привела к разработке значительного количества моделей ударных устройств, на базе которых налажено производство ударных исполнительных органов различного назначения. Некоторые модели нашли применение на горнодобывающих, металлургических, строительных и дорожных предприятиях страны [16, 17].

Одним из главных факторов, влияющих на объем и область применения проходческих комбайнов ударного действия, является предел прочности разрушаемых пород.

Инженер Херрманн [18], рассмотрев результаты эксплуатации проходческих машин ударного действия, вывел зависимость производительности отбойки $Q_{от}$ показателя прочности пород на сжатие и энергии удара (рисунок 1.7).

Котов В. П. [19], проведя сравнение производительности машин ударного действия и проходческих комбайнов, работающих в отечественной угольной промышленности (рисунок 1.8), определил область применения машин во вмещающих породах прочностью от 50 МПа до 80 МПа при проведении пластовых выработок вслед за лавой сечением более 8 м^2, протяженностью более 250 м.

Производство проходческих машин ударного действия осуществляется многочисленными зарубежными фирмами и отечественными предприятиями. Одни из них выпускаются серийно и эксплуатируются в различных отраслях промышленности, другие изготовлены в виде опытных и экспериментальных образцов для проведения научно-исследовательских работ и апробации конструктивных решений. В настоящее время сформировалась достаточно большая номенклатура машин с исполнительными органами ударного действия, соответствующая широкой области их применения.

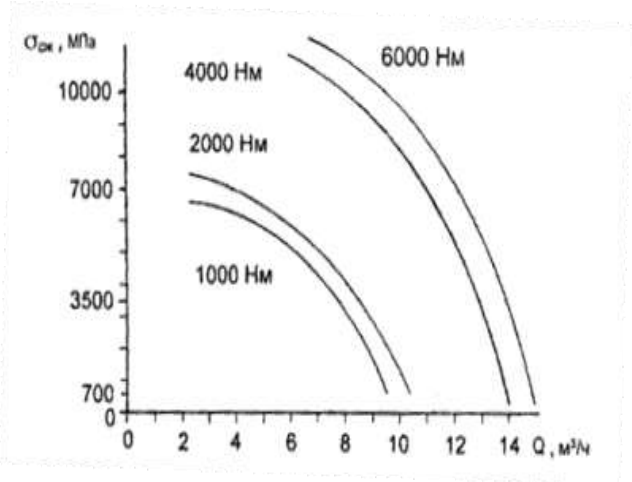


Рисунок 1.7 – Зависимость производительности отбойки от прочности пород на сжатие и энергии удара

В независимости от большого модельного ряда проходческих комбайнов ударного действия, в их основе лежит одна и та же принципиальная компоновочная схема, включающая в себя следующие основные функциональные узлы (рисунок 1.9): механизм перемещения 1, ударного устройства 2 с инструментом, стрела-манипулятор 3, электрогидравлический привод 4 и система управления.

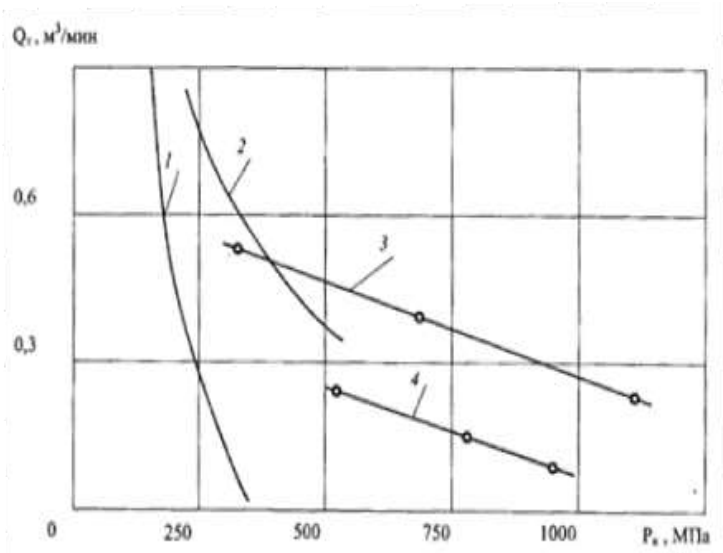


Рисунок 1.8 – Зависимость производительности комбайнов от контактной прочности пород:1 – для ГПКС; 2 – для 4ПП-2; 3 – для ударной машины «ImpactRipper» с A = 4140 Дж, n = 10 Гц; 4 – для ударной машины PVHc A = 2069 Дж, n = 6,7 Гц

В исполнительных органах проходческих комбайнов применяют гидравлические или гидропневматические ударные устройства (гидроударник, гидропневмоударник или молот). Гидроударники отличаются между собой по принципиальной гидрокинематической схеме, величине энергии и частоте ударов.

Однако вопрос о рациональном сочетании энергии и частоты ударов в ударной мощности пока остается дискуссионным. Большинство исследователей сходятся на том, что производительность машин ударного действия зависит от частоты ударов при условии, что энергия удара обеспечивает превышение порога прочности грунта или породы. Избыточная энергия удара влияет на процесс переизмельчения пород и грунтов, т. е. возрастает энергоемкость процесса разрушения. Действие дополнительной статической нагрузки на инструмент позволяет увеличить в 2-2,5 раза эффективность разрушения прочных фунтов и пород [16].

Немаловажным фактором для снижения энергоемкости процесса разрушения горных пород является геометрия инструмента и форма ударного импульса. Оптимальным углом заострения клина инструмента для однородных грунтов считается угол равный 25-30°, для весьма хрупких грунтов 30-35° [19]. На основании опыта эксплуатации проходческих машин для разрушения мягких пород гидроударниками применяют плоские инструменты (долото), а для пород средней крепости и крепких – соответственно крестовые и конусные [21, 22, 23].

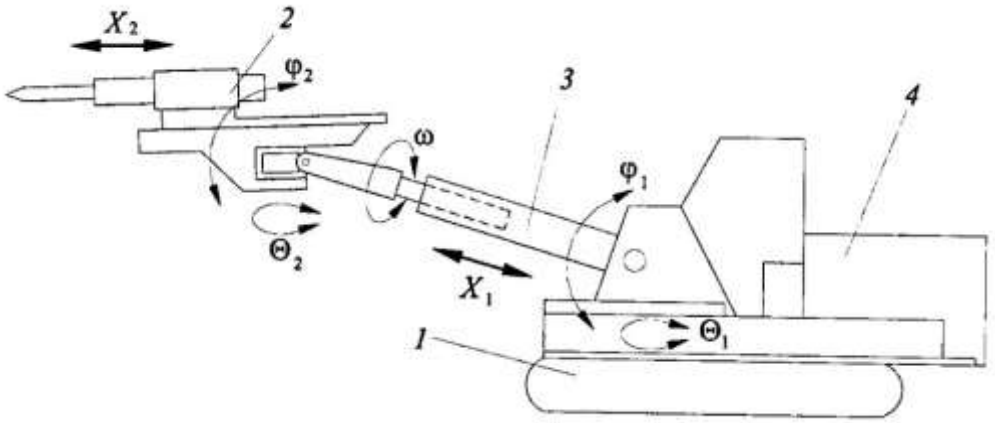


Рисунок 1.9 – Схема проходческой машины с ударно-скалывающим исполнительным органом: 1 – механизм перемещения машины; 2 – гидравлическое устройство ударного действия (гидроударник); 3 – стрела-манипулятор; 4 – электрогндравлический привод; θ_1 – поворот стрелы в обе стороны, φ_1 – подъем и опускание стрелы; X_1 – телескопическое выдвижение; ω – вращение ударного устройства вокруг оси стрелы; φ_2 – опускание ударного устройства; θ_2 – поворот ударного устройства в обе стороны; X_2 – подача ударного устройства на забой

Анализ результатов применения проходческих машин ударного действия [21, 24, 25, 26, 27, 28, 29, 30] при проведении выработок позволяет выделить их преимущества по сравнению с комбайнами избирательного действия: разрушают более крепкие породы; снижают энергозатраты, в том числе из-за большого выхода крупных фракций пород; вызывают меньшую запыленность воздуха в забое; снижают себестоимость проходки одного погонного метра горной выработки; увеличивается скорость проходки выработок; повышается безопасность, и улучшаются условия труда горнорабочих; снижается трудоемкость работ при более высоком уровне механизации; производится более точное профилирование контура выработки, вследствие чего сокращается время на установку крепи.

Так как забои Санкт-Петербургского Метростроя имеют различную по своему составу структуру от сухой глины с коэффициентом крепости 1-2 по шкале проф. М.М. Протодьяконова до глин с твердыми включениями, разрушение которых резцовым инструментом практически невозможно, то для проходки в таких условиях целесообразно применение исполнительных органов ударного типа.

В связи с данным обстоятельством на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя нашли свое широкое применение дистанционно-управляемые универсальные машины Brokk (рисунок 1.10). Использование данных машин способствуют более быстрой и менее трудоемкой проходке проемов, эвакосбоек и других небольших горных выработок, так же на шахтах Метростроя имеется опыт применения Brokk-400 при сооружении вертикальных стволов.

Машина «Вгокк-250» (рисунок 1.10) состоит из гусеничного шасси 1, поворотной платформы 2, двухэлементной стрелы 3 с механическим захватом 4, электрической, гидравлической и оросительной систем. Рама снабжена вспомогательными опорными элементами – аутригерами 5, которые повышают устойчивость машины в процессе работы. В транспортном положении аутригеры поднимаются и поворачиваются к оси машины, т. е. вписываются в габарит машины по ширине, что позволяет перемещаться в узких местах. На раме

установлен усиленный поворотный круг, который служит основанием поворотной платформы, блок управления 6.

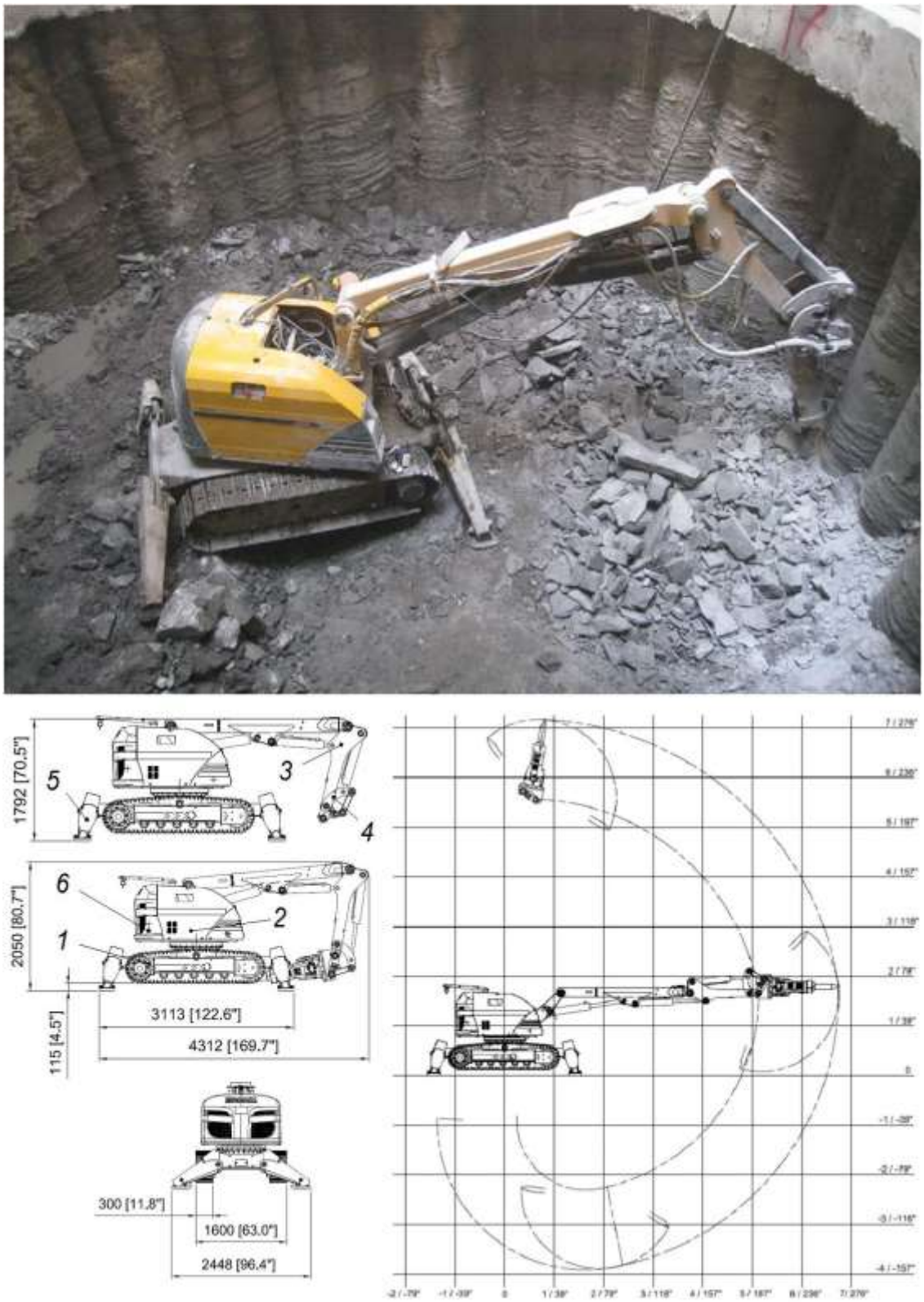


Рисунок 1.10 – Машина «Brokk-400» фирмы «AtlasCopco»

Поворотная платформа является опорой стрелы и вращается относительно шасси приводом, состоящим из гидромотора с планетарной передачей. На

платформе смонтирован электрогидравлический вертлюг, обеспечивающий соединение гидромагистралей и электрокабелей шасси и платформы при ее повороте на 360°.

Двухэлементная стрела, рассчитанная на тяжелые нагрузки при работе гидроударника, снабжена механическим захватом для навесного оборудования. Стрела имеет в основании пантограф, который обеспечивает параллельность ее подачи и опирается на поворотную платформу.

Регулируемый механический захват обеспечивает быструю смену и надежную фиксацию навесного оборудования, в комплект которого входят гидроударник, ковш погрузчика, грейфер, ковш обратной лопаты.

Анализ области применения известных конструкций машин ударного действия [21, 24, 25, 26, 27, 28, 29, 30] позволяет отметить, что зарубежными фирмами и отечественными организациями разработано значительное количество машин ударного действия, имеющих широкую область применения.

По технологическому назначению машины ударного действия подразделяются:

– проходческие для проведения и расширения горных выработок и тоннелей;

– штрекоподдирочные для ремонта и расширения горных выработок;

– оборонные для зачистки заколов с кровли и стен выработок;

– мобильные и стационарные для дробления негабаритов;

– машины для рыхления грунтов, пород и разрушения строительных материалов;

– универсальные машины, элементы которых могут использоваться также в качестве исполнительного органа перечисленных выше машин.

В качестве ударно-скалывающих исполнительных органов используются мощные гидроударники (молоты), установленные на манипуляторах (стрелах), большой несущей способности, имеющих до 7 степеней подвижности [16].

Однако все вышеуказанные машины не могут использоваться при габаритах выработки 6х0,5 м, кроме того гидравлическая техника требует наличие маслостанций с охлаждением и очисткой жидкости, поэтому перспективными являются пневмодвигатели, пневмоцилиндры и пневмоударники для которых целесообразно повысить рабочее давление до 2,4 МПа.

К недостаткам машин ударного действия можно отнести более высокую их стоимость, увеличение затрат на обслуживание и ремонт оборудования.

В работах Д.А. Юнгмейстера, В.А. Пивнева, и др. [31, 32, 33, 34, 35, 36, 37, 38, 39, 40] исследуются ударные механизмы со сдвоенным ударником, работающие по системе «поршень-боек-инструмент», разработанные по результатам этих работ конструкции пневмоперфораторов или пневмоударников обладают при незначительных габаритах повышенной интенсивностью воздействия на забой. К сожалению, серийные образцы ударников с указанной ударной системой предполагается изготавливать с 2016 г.

Для повышения эффективности машин ударного действия, надежности и экологической безопасности необходимо провести комплексные научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы, в частности по обоснованию рациональных параметров разрушения минеральных сред с различными физико-механическими свойствами, передаче энергии удара, оптимизации конструктивных и энергетических параметров гидроударников и манипуляторов большой несущей способности и др.

1.4 Анализ конструкций инструмента для ударного разрушения

Исполнительные органы проходческих комбайнов ударного действия в зависимости от условий и режимов работы могут оснащаться различными видами сменного инструмента, различающимися в основном формой наконечника, взаимодействующего с обрабатываемым материалом. Сменный инструмент ударного исполнительного органа [41] не является самой дорогой деталью, но в значительной мере определяет его эксплуатационную надежность и производительность. Форма рабочего конца инструмента определяет его

назначение и в некоторой степени влияет на производительность исполнительного органа. Использование сменного инструмента возможно на различных видах работ: разрушение прочных материалов, уплотнение насыпного грунта, забивки в грунт столбов, свай и стоек. Инструмент для разрушения материалов бывает в форме пики, зубила, клина (рисунок 1.11).

Пика является наиболее универсальным инструментом. Конструктивно пики, по форме конца инструмента, выполняются с круглым конусом, либо пирамидой с несколькими гранями (рисунок 1.11, б) или торцом (рисунок 1.11, в). Наибольшей популярностью среди производителей пользуется пика с четырехгранной пирамидой, а не с круглым конусом. При внедрении в породу в зоне ребер пирамиды в обрабатываемом материале возникают повышенные напряжения, способствующие образованию трещин. Данное обстоятельство связано не столько с желанием повысить производительность ударного исполнительного органа, сколько снизить трудоемкость изготовления сменного инструмента. Это связано с тем, что выполнить грани пирамиды на цилиндрическом стержне гораздо проще с помощью специальной пилы, чем выточить круглый конус на токарном станке. Однако преимущества граненой пики перед конической по мере износа ребер и вершины пирамиды постепенно утрачиваются – конец пики приобретает форму, похожую на сферу. Тем не менее, инструмент в виде пики рекомендуется для разрушения горных пород с коэффициентом крепости (по шкале проф. М.М. Протодьяконова) $f = 5 \div 8$ [42].

Инструмент в виде двухскосого клина предпочтительнее применять в случаях, если желательно, чтобы трещины в обрабатываемом материале распространялись в стороны от лезвия клина, например, при устройстве траншей. Так же изготавливают инструмент, у которого лезвие клина расположено как поперек оси рабочего оборудования, так и вдоль оси. Клиновой инструмент с углом заострения более 30° обычно называют зубилом. При рыхлении вязких пород или, например, мерзлых грунтов наибольшая производительность при прочих равных условиях достигается в случае применения клина с углом заострения 20÷30° [41].

Для разрушения горных пород с коэффициентом крепости, по шкале проф. М.М. Протодьяконова, f = 1 применяют пики длинной 300÷400 мм с углом заострения 60°, а для пород f = 1,5 и более длина пик выбирается от 250 до 300 мм и угол заострения до 80°. В вязких, но не твердых породах, например, в плотных глинах (f = 1), применяют пику в виде лопатки с клинообразным заострением, так как обычная пика в этом случае вязнет и застревает в породе [42].

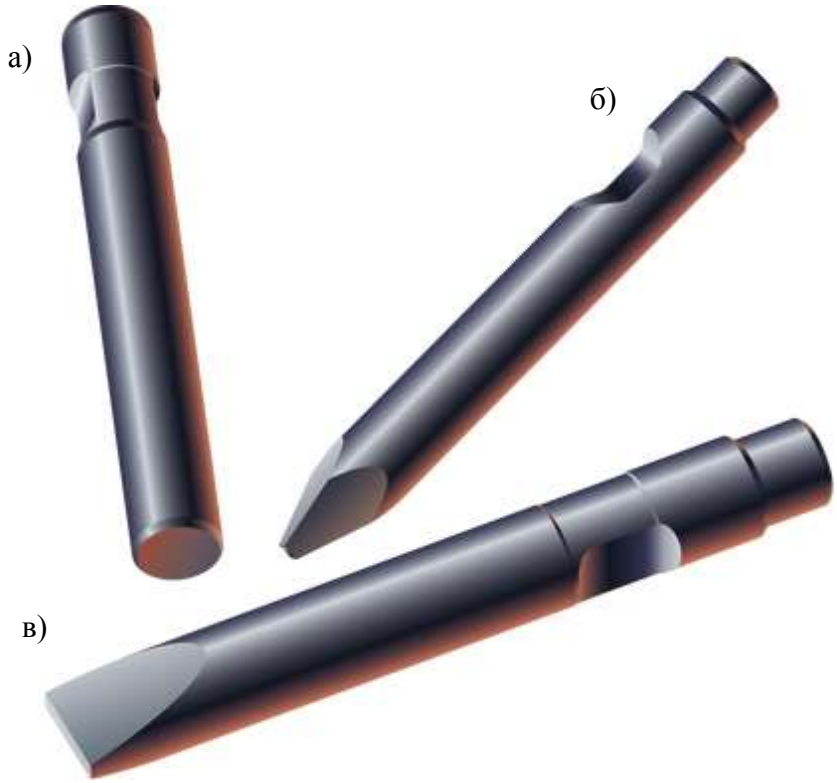


Рисунок 1.11 – Сменный инструмент: а) тупое долото для применения на скальных породах и разбивке негабарита; б) острая пика для универсального применения; в) плоское долото для применения на скальных породах

Исследованиями в области влияния формы контактных поверхностей различных видов инструментов на энергоемкость процесса разрушения занимались Алиев Ж. А. [43], Л. А. Шрейнер [44, 45], Р. И. Эйгелес [46], Федосеев А.П. [47], Брылов С. А., Ш. Б. Багдасаров, Вихляев А. А., Каменев В. В., Федулов А. И. [48].

В результате анализа работ экспериментальных исследований [46, 48] было установлено, что инструменты с невыраженным концентратором напряжения (сферические и крестообразные) обеспечивают максимальное усилие разрушения

и минимальное время соударения, в то время как инструмент с ярко выраженным концентратором напряжения (конусная пика), обеспечивает большее время взаимодействия при минимальном усилии разрушения. Применение долотчатой пики обеспечивает меньшее усилие разрушения, чем у инструментов с большей площадью контакта. Так же было отмечено, что форма и геометрия испытуемого инструмента существенно влияет на коэффициент передачи энергии удара. Наибольшее значение этого коэффициента при нанесении удара конусной и долотчатой пикой составляет 0,85÷0,90. По мере износа и затупления инструмента наблюдается резкое снижение передачи энергии удара. Для крестообразной формы инструмента он составляет 0,62, сферической – 0,6. Однако другие [43, 44, 45] эксперименты показали, что, если энергоемкость разрушения пикой принять за 1, то для двустороннего клина она составит около 0,8, а для плоского штампа – 4,0.

Использование сферического инструмента приводит к относительному увеличению, на 15÷25 %, производительности отбойки трещиноватых пород, разрушение в данном случае происходит по естественным трещинам, тогда как при применении долотчатого инструмента приводит к появлению и распространению трещин вдоль лезвия инструмента.

Специальные исследования по определению оптимального угла заточки долотчатого инструмента при изменении его от 65° до 120° показали, что эффективность разрушения горной массы изменялась незначительно. С. А. Брылов и В. Б. Багдасаров [48] по результатам своих опытов также утверждают, что при внедрении прессом в цементные кубики инденторов различной формы, наименее энергоемким оказался долотчатый пуансон с углом клинауц 90°.

Работы по исследованию забивания свай [49, 50] также показывают, что заглубление на каждом ударе сваи является не постоянной величиной.

Прочность и долговечность инструмента [41] помимо различных конструктивных особенностей существенно зависит от механических свойств материала, из которого он изготовлен, так и от его правильной термообработки. Материал инструмента должен иметь большой коэффициент ударной вязкости, а

его твердость, получаемая в результате термообработки, должна быть, возможно, более высокой. Плотность энергии, т. е. величина энергии удара, отнесенная к площади поперечного сечения, должна быть ниже, чем коэффициент ударной вязкости. Также применяемая сталь должна обладать хорошей прокаливаемостью, чтобы высокая твердость обеспечивалась по всему поперечному сечению. Поэтому для изготовления прочного, износостойкого инструмента применяют высоколегированные стали, содержащие хром, никель, марганец, ванадий.

1.5 Анализ методик расчета ударных исполнительных органов

Как отмечалось ранее (раздел 1.3.4), в качестве исполнительных органов проходческих комбайнов ударного действия могут применяться гидравлические или гидропневматические ударные устройства. Определение обоснованной производительности машин ударного действия возможна, как при их создании, так и при эксплуатации.

Производительность зависит от многих факторов: горно-геологических – крепости породы, кливажа, мощности пласта, состояния боковых пород; вида забоя – производительность пневмо- и гидроударника при работе в кутке в 2-3 раза меньше, чем в уступе; конструктивных и режимных параметров ударника; квалификации забойщика. Особенно большое значение имеет поддержание в сети номинального давления сжатого воздуха (жидкости): при повышении давления сжатого воздуха до рабочего (0,5 МПа) возрастают частота ударов, мощность и производительность отбойного молотка.

Определение эффективного режима отбойки и выбор рационального типа машины, для конкретных горно-геологических условий, складывается на основе анализа факторов, определяющих чистую скорость отработки породы и затрат времени на выполнение вспомогательных операций [51, 52, 53]

Существует два метода определения производительности (скорости отбойки породы) [54]. Первый метод основан на статистической обработке большого числа достоверных хронометражных наблюдений за работой машины. В нормировочном журнале указываются чистые скорости отбойки (скорости подачи

инструмента (долота) на забой) в зависимости от крепости буримых пород и среднее значение эксплуатационной производительности машины. В настоящее время для всех основных горнодобывающих отраслей есть утвержденные нормы производительности машин ударного действия.

Достоинство данного метода в том, что он позволяет просто и точно устанавливать среднюю производительность большой группы однотипных машин. Недостаток – низкая точность и отсутствие учета качества изготовления ударного устройства и условий его работы (изменение давления воздуха, мощности двигателя и т.д.).

Второй метод заключается в расчете технически обоснованной производительности с учетом особенностей конкретной машины. Различают три вида производительности: теоретическую, техническую и эксплуатационную.

У пневмо- и гидроударников линейная скорость отбойки породы [52, 53, 55, 56, 57]:

$$V = 4A_{\text{уд}}F_{\text{ц}} / (\pi d^2 (tg(\alpha/2) + \mu) \cdot \sigma_{\text{ск}} K_{\text{зат}}), \qquad (1.1)$$

где $\sigma_{\text{ск}} = K_\sigma \sigma_{\text{сж}}$, а $K_\sigma = 0{,}25 \cdot (1 - (\sigma_{\text{сж}} - 50)/1000)$, $\sigma_{\text{сж}} = 10f$ (f – коэффициент прочности горной породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова); d – диаметр пики (долота), м; α – угол заточки лезвия долота, град; μ – коэффициент трения инструмента о породу; $K_{\text{зат}}$ – коэффициент затупления лезвий долота; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности горной породы на сжатие, Н/м^2.

Из формулы следует, что скорость отбойки породы машинами ударного действия зависит от сочетания следующих основных факторов: крепости породы; энергии удара $A_{\text{уд}}$ и частоты ударов ударника $F_{\text{ц}}$; диаметра долота d; типа сменного инструмента и его угла заострения наконечника α.

Л.И. Барон и Н.С. Родионов рекомендуют определять механическую скорость отбойки $V_{\text{т}}$ (мм/мин) гидро- и пневмоударниками по энергетической формуле [54]:

$$V_{\text{т}} = K \frac{An_{\text{п}}}{D_K} \sqrt{V_{\text{д}}}, \qquad (1.2)$$

где A – энергия удара; $n_п$ – число ударов поршня-ударника в минуту; $D_К$ – диаметр коронки, мм; $V_д$ – показатель дробимости, характеризующий сопротивляемость пород динамическому разрушению по методу дробимости, $К$ – эмпирический коэффициент, выбирается в зависимости от свойств горных пород.

По данным [58] время отбойки 1 т породы в кутке (мин.):

$$t_К = \frac{16{,}6\,f}{\sqrt{m}}, \tag{1.3}$$

где f – коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодьяконова; m – мощность плата, м.

Время отбойки 1 т породы в уступе (мин.):

$$t_у = \frac{7{,}2\,f}{\sqrt{m}}. \tag{1.4}$$

Часовая производительность ударника (т/ч) за чистое время работы в кутке и уступе:

$$Q_к = \frac{60}{t_к}; \qquad Q_у = \frac{60}{t_у}. \tag{1.5}$$

Данные формулы применимы для углей, при расчете работы ударников по различным породам, в том числе кембрийским глинам, они требуют уточнения.

1.6 Выводы по главе 1

На основе представленного выше анализа методических подходов к расчетам параметров ударных систем и известных конструкций машин ударного действия при проведении выработок метро могут быть сформулированы цель, идея работы и основные задачи исследований, заключающиеся в следующем.

Целью работы является повышение эффективности работы проходческого комплекса увеличением его производительности на основе использования модели взаимодействия исполнительного органа с массивом разрушаемого забоя и уменьшением доли ручного труда при проведении горнопроходческих работ внедрением предлагаемых средств механизации обработки забоя, исключающих присутствие рабочих в призабойной зоне.

Задачи исследования:

1. Провести анализ конструктивных особенностей проходческих комплексов и их исполнительных органов для проведения вспомогательных выработок в кембрийских глинах.

2. Провести экспериментальные исследования для определения параметров разрушения массива кембрийских глин, исполнительными органами ударного типа, оснащенными породоразрушающими инструментами различной конструкции.

3. Разработать конструкцию малогабаритного сдвоенного ударного исполнительного органа и математическую модель, описывающую процесс его взаимодействия с массивом кембрийских глин.

4. Разработать компоновочные схемы комплекса для проведения вспомогательных выработок в массивах кембрийских глин.

5. Разработать универсальную обобщенную методику расчета производительности проходческого комплекса на основе параметров средств отбойки и транспортировки, используемых при строительстве специальных выработок на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя.

ГЛАВА 2 ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОБОСНОВАНИЮ ПАРАМЕТРОВ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА ДЛЯ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТОК МЕТРО

В соответствии с ранее поставленной целью могут быть сформулированы задачи теоретических исследований. Основными задачами являются:

– Определение физической сущности процесса разрушения ударом;

– Определение величин заглубления единичного удара для различных свойств глины;

– Определение суммарной величины заглубления (h_{Σ}) при переменном числе ударов;

– Определение объема выкалываемой части породы при заданной величине ударов для единичного и сдвоенного ударников.

Разрушение твердых происходит вследствие их деформирования под действием предельных растягивающих, сжимающих и касательных напряжений. Под разрушением горной породы понимается необратимое разделение твердого тела, находящегося под нагрузкой, происходящее вследствие образования и роста трещин в последствии которые и нарушают его целостность. Способность горной породы сопротивляется деформированию без нарушения сплошности называется прочностью, а способность сопротивляется росту и распространению трещин – трещиностойкостью.

В механике разрушения горных пород под нагружением понимается процесс приложения к твердому телу внешних сил, поверхностных или объемных, характеризуемых определенным законом изменения во времени. Процесс нагружения количественно описывается временем воздействия нагрузки до максимального значения. По фактору времени возрастания и действия нагрузки механическое нагружение условно делят на статическое, квазистатическое и динамическое [59, 60].

Статическое нагружение является простейшим контактным видом разрушения. Данный вид нагружения реализуется при бесконечно медленном

приложении нагрузки. Предполагается, что скорость изменения (возрастания или убывания) нагрузки значительно меньше скорости распространения основных показателей разрушения.

При квазистатическом нагружении подразумевается, что к моменту достижения максимальной нагрузки все рассматриваемые элементы вовлечены в движение и действующие напряжения зависят от закона изменения нагрузки вместе ее приложения. Квазистатическая механика хрупкого разрушения, основывается на идеализированной модели магистральной остроугольной трещины и понятии коэффициента интенсивности напряжений в ее вершине. Данная методология разработана достаточно хорошо, но это лишь первое приближение к описанию разрушения, позволяющие судить только о том, начнется катастрофический рост трещины или нет [61].

Наиболее всеобъемлющей по характеру рассмотрения разрушения твердого теля является динамическая механика разрушения. Она сочетает в себе чрезвычайно разнообразные аналитические, численные и экспериментальные методы которые позволяют изучить процесс взаимодействия твердых тел без отбрасывания и исключения инерционных составляющих.

В соответствии с механизмами разрушения выделяют три типа тел:

– хрупкие тела – это классический объект линейной механики разрушения, в которой рассматриваются закономерности развития трещин;

– пластичные (вязкие) тела склонны к большим деформациям и существенно изменяют свою первоначальную форму. Касательно этих тел нельзя употреблять понятие разрушения в режиме образования трещин, однако при определенных условиях они могут вести проявить черты хрупкого разрушения [59].

При разрушении глин ударом присутствует, как хрупкое, так и пластическое разрушение, причем с увеличением глубины внедрения пики в породу доля пластической составляющей возрастает.

2.1 Анализ процесса разрушения горных пород ударом

Процесс разрушения горной породы ударом исследовался многими учеными, среди которых Остроушко И.А., Царицин В.В., В.А. Гуськов, Н.С. Успенский, Ю.Г. Коняшин, А.Д. Пашков, Л.С. Ушаков, Ю.Н Каманин и др.

В исследованиях разрушения горной породы ударом можно выделить несколько направлений. Первая группа исследований в большинстве своем носит описательный характер и сводится к попыткам установить механизм взаимодействия инструмента с массивом горной породы. Так И.С. Покровский [62], исходя из того, что наконечник даже новой пики имеет площадку притупления, предложил следующую схему разрушения (рисунок 2.1). В процессе работы ширина площадки затупления постепенно увеличивается. При создании нагрузки на инструмент в породе выкалывается треугольная призма *ABC*, которая и будет действовать на прилегающие участки, как клин. Боковые плоскости этого клина *AC* и *BC* после потери сплошности массива, в свою очередь, будут давить на окружающую породу, при этом произойдет выкалывание призм *ACK* и *BLC* и, наконец, отрыв породы по плоскостям *DK* и *LE*.

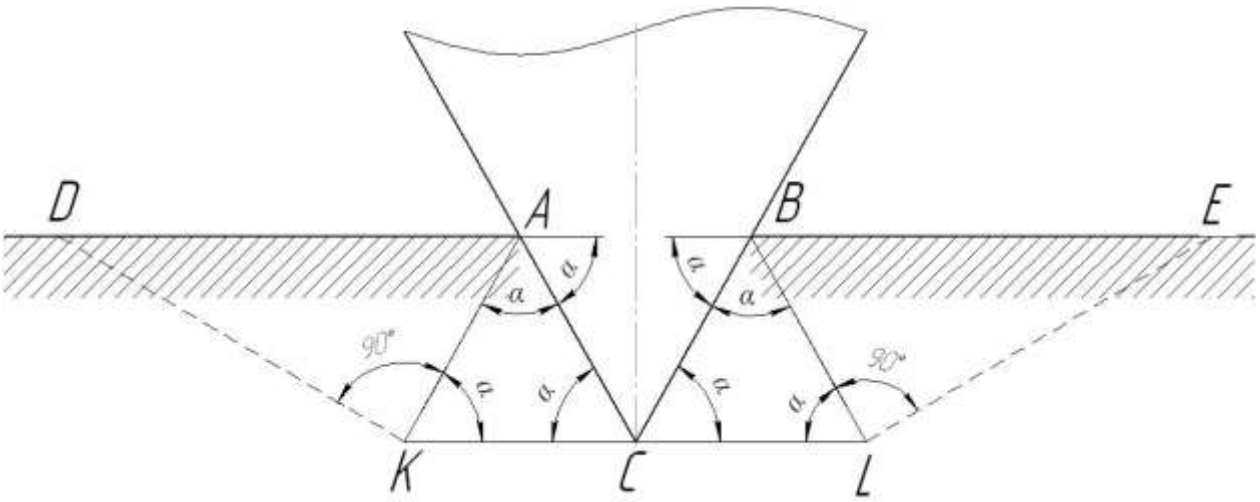


Рисунок 2.1 – Схема разрушения породы при внедрении клинового инструмента по Покровскому

В.В. Царицын в своей работе [63, 64] при проведении исследований по вдавливанию конусов с различными углами простирания в известняк выделяет три этапа (рисунок 2.2). Первый этап – начальный момент внедрения. На данном этапе ввиду отсутствия объемных сил и исключения места контакта

сосредоточенной силы происходит упругое перемещение породы. По мере увеличения внедрения в связи с упругим натяжением поверхность приближается к граням острия или к окончательному формообразованию разрушения.

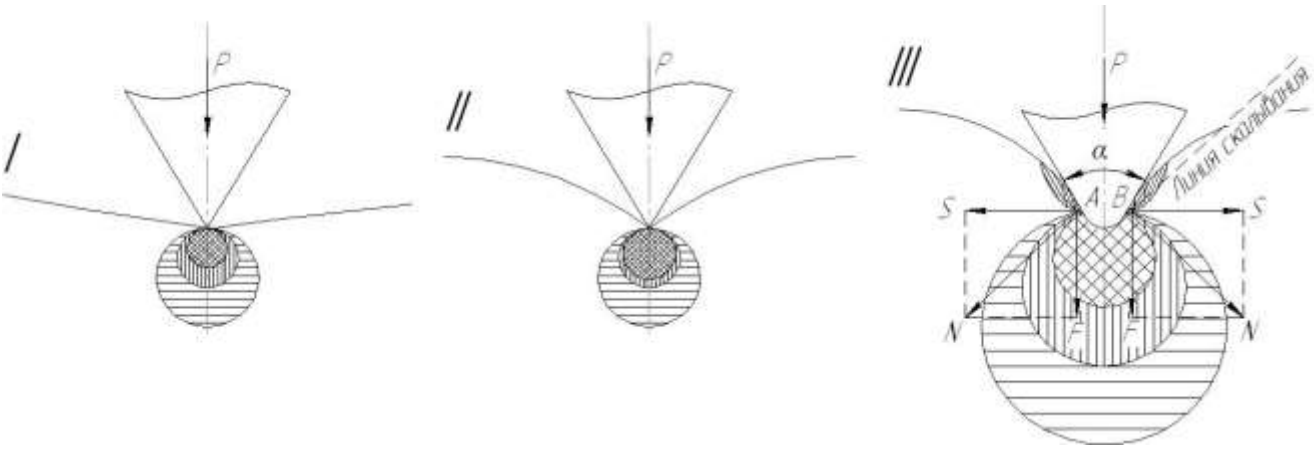


Рисунок 2.2 – Этапы развития деформации в горной породе при внедрении индентора

На третьем этапе Царицын отмечает, что как только некоторая поверхность массива войдет в контакт с некоторой поверхностью граней лезвия (участок *AB*), растянутые поверхности выше точек *A* и *B* начнут сжиматься. Сжатие этих поверхностей вызовет в массиве образование линий наибольших касательных напряжений другого направления. Наряду с указанным сжатием под действием нормальных сил *NN* будет иметь место растяжения контактной поверхности под действием сил *S* и *F*, которые и вызовут разрыв указанной поверхности у точек *A*и *B*. Разрыв боковой поверхности углубления у точек *A* и *B* и будет служить началом скалывания элементов горной породы.

Экспериментальные исследования по вдавливанию стального конуса в известняк, проводимые Л.А. Шрейнером [65], так же свидетельствуют об образовании скалывания элементов горной породы у краев углубления. В ходе экспериментов Л.А. Шрейнер отмечает, что центральная часть лунки имеет угол, близкий к углу заострения конуса, а для всей остальной лунки он составляет 120^0.

Данные, полученные в ходе экспериментов, проводимые В.В. Царицыным и Л.А. Шрейнером, дают основания считать, что в центре лунки (углубления) образуется пластический отпечаток острия, а по мере отдаления от центра возможен хрупкий скол.

При проведении экспериментальных исследований взаимодействия инструмента и горной породы при ударном разрушении [66, 67] авторами работы была описана иная схема механизма разрушения. В данной работе, при описании процесса хрупкого разрушения, было отмечено, что при небольших величинах нагрузки испытуемый материал полностью находился в зоне упругости и после снятия нагрузки никаких видимых следов удара не наблюдалось.

При увеличении энергии удара на поверхности материала появлялись круговые трещины. Дальнейший рост нагрузки вызывал появление и развитие в глубину системы концентрических конических трещин, обособляющих в массиве усеченный конус (рисунок 2.3, б).

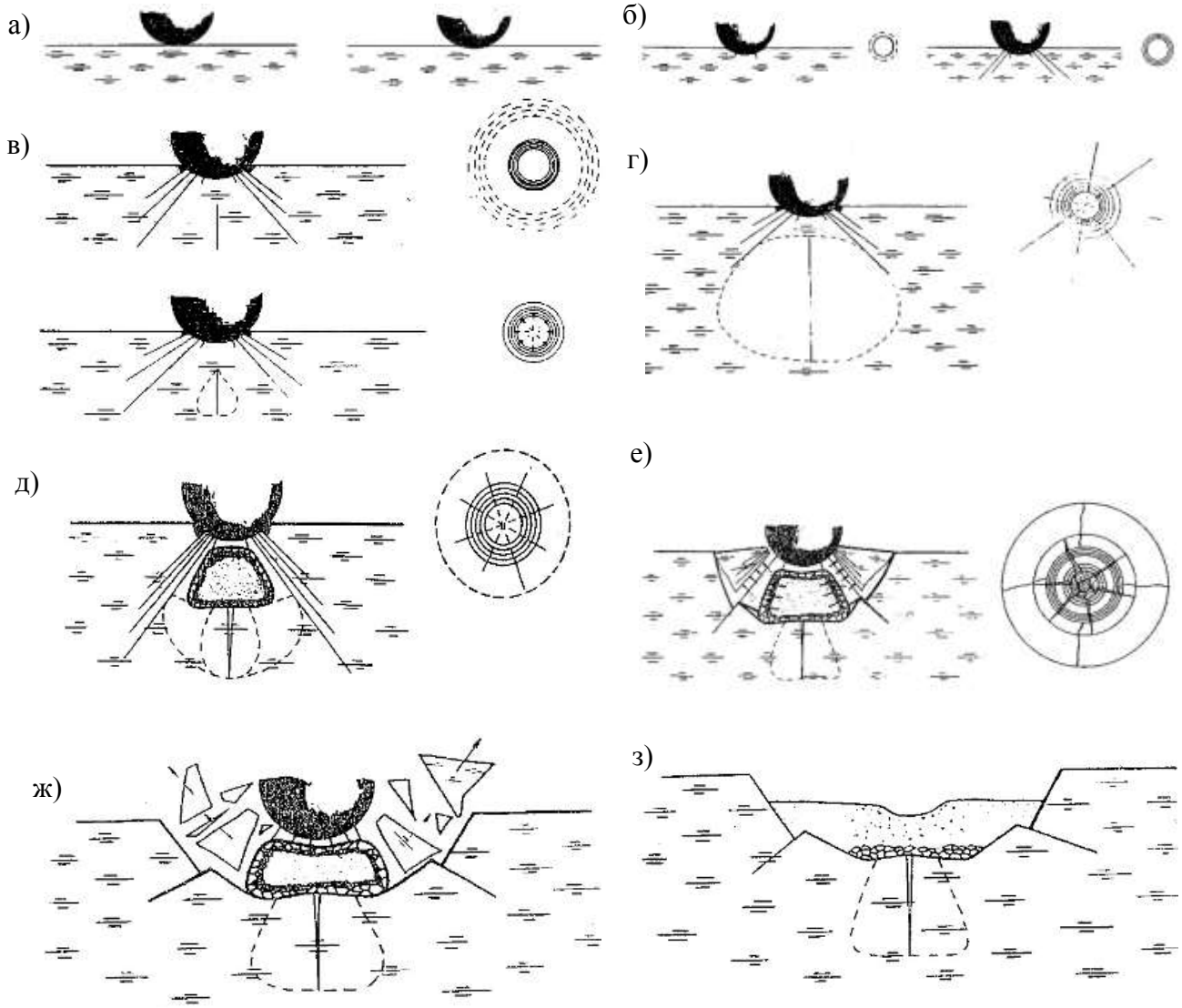


Рисунок 2.3 – Стадии ударного разрушения: а) упругое взаимодействие; б) образование конической системы трещин; в) образование осевой системы трещин; г) выход осевых трещин на поверхность конуса; д) образование пылевого ядра; е) раскрытие конуса, отлом консоли; ж) взрыв; з) кратер разрушения

Вначале трещины распространялись в глубь испытуемого образца почти вертикально, а затем резко выполаживались и в дальнейшем сохраняли постоянное направление. Авторами отмечено, что направление трещин различно: внутренние составляли больший угол с поверхностью, нежели наружные, причем каждая образовывала поверхность усеченного конуса. Максимальная глубина конических трещин соответствовала наибольшей нагрузке. После ее снятия конические трещины имели тенденцию к закрытию, и видимая глубина их несколько уменьшалась.

Последующее увеличение энергии удара приводило к возникновению и развитию внутри конуса системы осевых трещин, которые развивались от оси действия силы по направлению к боковой поверхности усеченного конуса (рисунок 2.3, в).

После того как система осевых трещин достигала боковой поверхности конуса, внутри конуса происходило образование зоны мелко раздробленного материала, имеющего форму горшка (рисунок 2.3, г; рисунок 2.3, д).

Последующее приложение нагрузки приводило к "раскрытию" конуса, выколу и выбросу консольной части (рисунок 2.3, е; рисунок 2.3, ж).

По окончании процесса образовывалась воронка, заполненная остатками продуктов разрушения, сохраняющая остатки трещин конической и осевой систем, осевые трещины распространялись на гораздо большую глубину, чем зона мелкого дробления ядра ("горшок") (рисунок 2.3, з).

В работе Р.М. Эйгелеса [68] также описаны стадии процесса ударного разрушения горной породы. Используя специальные методы, автор наблюдал образования конусных трещин в подавляющем большинстве горных пород, включая даже глины.

В рассмотренных работах [62, 63, 64, 65, 66, 67, 69, 73, 74] при описании процесса взаимодействия породоразрушающего инструмента (пика, коронка, долото) с массивом горной породы отмечается, что при ударе породе передается определенное количество энергии $Q_в$ результате чего перед разрушающим инструментом образуется ядро уплотнения, которое распространяется в

направлении, перпендикулярном к вектору скорости инструмента (пики) и производит разрушение породы. В пластичных породах (глины, суглинки) вся энергия удара расходуется на пластическую деформацию, порода сминается благодаря пористости и при многократных ударах она отделяется.

Р.Ю. Подерни в своей работе [71] рассматривает величину заглубления пород разрушающего инструмента в горную породу и предполагает, что его внедрение прекращается после возрастания сил сопротивления до величины равной действующей силе:

$$P_{\text{у}} = 2 \cdot \sqrt{Z \cdot d \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot (tg(\alpha/2) + \mu) \cdot K \cdot A_{\text{уд}}}\,, \tag{2.1}$$

где Z – число лезвий долота; d – диаметр долота, м; α – угол заточки лезвия долота, град; μ – коэффициент трения инструмента о породу; K – коэффициент затупления лезвий долота; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности горной породы на зажатие, Па; $A_{\text{уд}}$ – энергия удара, Дж.

Из формулы (2.1) можно определить глубину внедрения h_0 (м) пики отбойного молотка, и она будет, равняется:

$$h_0 = \sqrt{\frac{A_{уд}}{Z \cdot d \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot (tg(\alpha/2) + \mu) \cdot K}}\,. \tag{2.2}$$

Как видно из описания процесса величины внедрения пики в горный массив главную роль играет значение величины $\sigma_{\text{сж}}$ в ядре уплотнения перед инструментом, причем показания этих значений в различных опубликованных работах, в которых определялись физические и механические свойства глин, отличаются существенно (таблица 1.1). Как показывает анализ литературных источников [1] в случае разрушения забоев кембрийских глин в условия шахт Санкт-Петербургского Метростроя показатели крепости и других физических свойств глины существенно зависят от следующих факторов:

1. Наличие влаги, даже в незначительном количестве, зачастую делает невозможным разрушения забоя ударом по причине перехода в пластическое состояние;

2. Забои, особенно на больших глубинах, подвержены кливажу и большой трещиноватости. Это делает разрушение забоя ударным способом (с учетом отделения глины «блоками» и «микроблоками») более интенсивным.

3. Забои кембрийской глины под Санкт-Петербургом имеют твердые включения различной интенсивности, вплоть до перехода в слоистую структуру с прослойками крепкого песчаника весьма высокой прочности.

Вышеперечисленные обстоятельства не позволяют достаточно точно определить конкретное значение $\sigma_{сж}$ в формуле 2.2. А.Г. Протосеня в своей работе [1] оценивает разброс $\sigma_{сж}$ в интервале 2,2÷8,2 МПа. Однако эти данные определялись классическим образом при испытании образцов отделенных от массива, поэтому значения $\sigma_{сж}$ можно рассматривать в более широком диапазоне в сторону увеличения.

Используя формулу (2.2) и данные, полученные в ходе экспериментальных исследований по определению физико-механических свойств кембрийских глин [1], можно определить теоретическую величину единичного заглубления породоразрушающего инструмента в массив для различных значений энергии удара (рисунок 2.4).

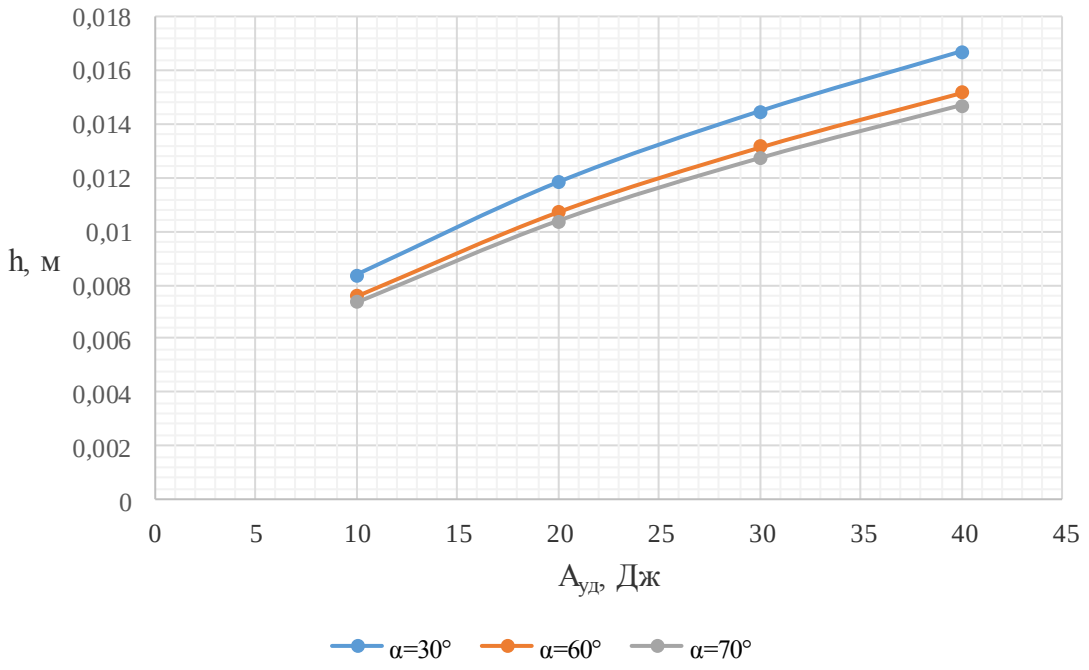


Рисунок 2.4 – Зависимости теоретических величин заглубления породоразрушающего инструмента за один удар от энергии единичного удара

На рисунке 2.5 показано изменение величины заглубления на первом ударе в функции крепости породы по шкале проф. Протодьяконова.

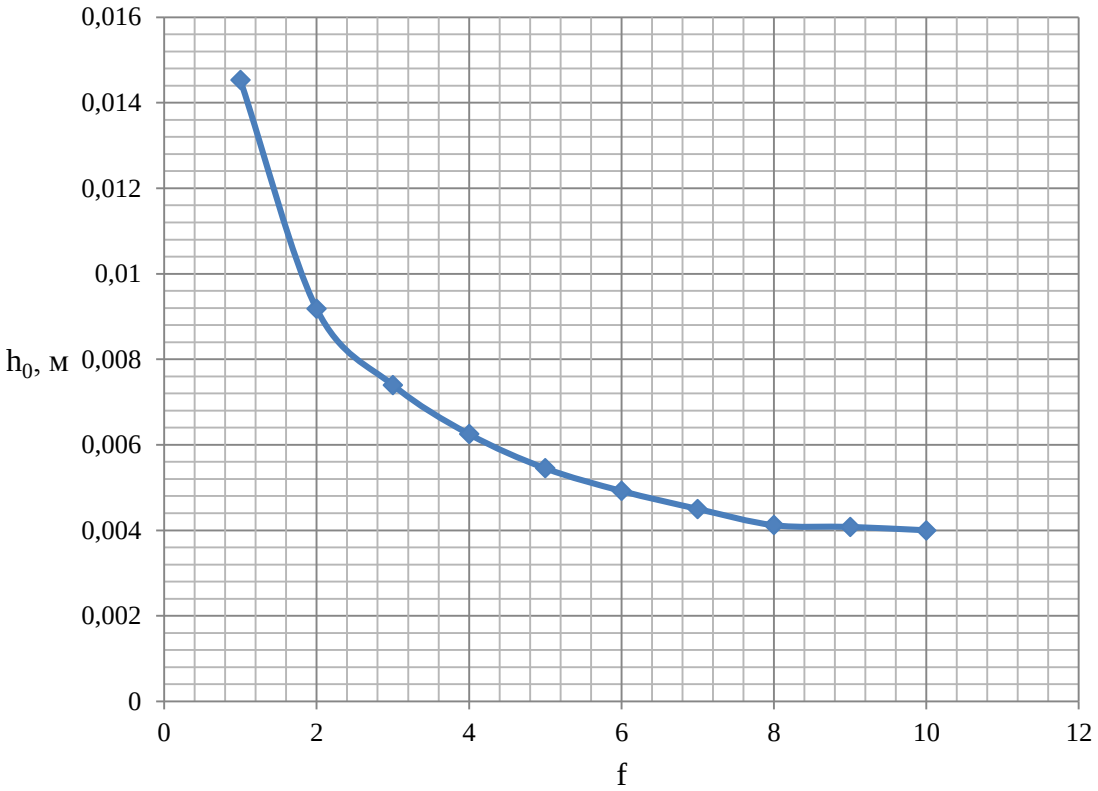


Рисунок 2.5 – Зависимость теоретической величины заглубления породоразрушающего инструмента за один удар от крепости породы

В связи с тем, что при отработке забоев отбойными молотками, величина заглубления породоразрушающего инструмента не является алгебраической суммой величин единичных заглублений, так как при последующих ударах структура разрушаемой породы изменяется и появляется «ядро сжатия» [75, 76, 77], обладающее малым сопротивлением напряжения сдвига, но с большим сопротивлением сжатия, необходимо сформулировать концепцию внедрения пики в массив кембрийской глины, которая будет учитывать снижение интенсивности ее внедрения при нанесении последующих ударов.

2.2 Исследование динамики ударной системы

В разделе 2.1 рассматривалось взаимодействие инструмента с забоем в основном в зависимости от внешних факторов: конструкции пики, крепости породы и т.д.

Ниже рассматривается математическая модель зависимости заглубления инструмента в забой от параметров ударной системы. Масса поршня масса пики их скорости определяют импульсы ударной системы.

Перед ударом поршня по пике первый обладает скоростью:

$$v_{\text{пор}-} = \sqrt{\frac{2P_0 \cdot l_1}{m_1}}, \tag{2.3}$$

где P_0 = 1500 Н – сила, действующая на поршень, l_1 = 0,05 м – пробег поршня перед ударом, $m_{\text{пор}}$ = 2 кг – масса поршня. Для определения послеударной скорости пики $v_{\text{пики}+}$ запишем теорему об изменении импульса системы и условие, связывающее послеударную и доударную относительные скорости поршня и пики:

$$m_{\text{пики}} v_{\text{пики}+} + m_{\text{пор}} v_{\text{пор}+} - m_{\text{пор}} v_{\text{пор}-} = P_0 \tau; \tag{2.5}$$

$$\left| v_{\text{пики}+} - v_{\text{пор}+} \right| = R v_{\text{пор}-}. \tag{2.6}$$

Здесь $\tau = 2{,}94 \cdot \left(\frac{5M}{3 \cdot \alpha} \right)^{\frac{2}{5}} v_{\text{п}-}^{-0,2}$, ($M = \frac{m_{\text{пор}}\, m_{\text{пики}}}{m_{\text{пор}} + m_{\text{пики}}}$, α = $3 \cdot 10^{10}$ Н/м$^{3/2}$) – длительность соударения по Герцу [78]. Используя формулы (2.5) и (2.6) можно записать скорости пики после удара:

$$v_{\text{пики}+} = \frac{P_0 \tau + m_{\text{пор}} (1 + R) v_{\text{пор}-}}{m_{\text{пор}} + m_{\text{пики}}}. \tag{2.7}$$

Считаем теперь, что пика представляет собой прямолинейный стальной стержень постоянного сечения (модуль упругости на растяжение-сжатие – E = $2{,}1 \cdot 10^{11}$ Па, плотность материала – ρ = $7{,}8 \cdot 10^3$ кг/м^3, длина пики – l = 0,27 м, её масса – $m_{\text{пики}}$ = 2 кг). Рассматривая пику, как свободный стержень, ее собственные частоты продольных колебаний могут быть определены по формуле:

$$\lambda_k = \frac{k \cdot \pi}{l} \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \ (k = 1,2,3,\ldots). \tag{2.8}$$

Таким образом, две первые собственные частоты продольных колебаний пики:

$$\lambda_1^n = 9609 \text{ Гц}, \ \lambda_2^n = 19218 \text{ Гц}.$$

Считая, что внешний контур сечения пики представляет собой цилиндр $D = 3{,}5 \cdot 10^{-2}$ м, площадь сечения пики определяется по формуле:

$$S_{\text{пики}} = \frac{\pi \cdot D^2}{4}; \tag{2.9}$$

$$S_{\text{пики}} = \frac{\pi \cdot \left(3{,}5 \cdot 10^{-2}\right)^2}{4} = 1 \cdot 10^{-3} \text{ м}^2.$$

Жесткость пики на растяжение сжатие $c_{\text{пики}}$ (Н/м):

$$c_{\text{пики}} = \frac{E S_{\text{пики}}}{l}; \tag{2.10}$$

$$\frac{2{,}1 \cdot 10^{11} \cdot 1 \cdot 10^{-3}}{0{,}8} = 2{,}6 \cdot 10^8 \text{ Н/м}.$$

При исследовании динамики пики будем моделировать ее с помощью трехмассовой системы (рисунок 2.6): всю массу пики разобьем равномерно между тремя массами модели: $m = \frac{m_{\text{пик}}}{3}$, а жесткость пики распределим между двумя последовательно соединенными одноосными упругими элементами: $c = 2 \cdot c_{пик}$, т.к. при последовательном соединении пружин $\frac{1}{c_{\text{пики}}} = \frac{1}{c} + \frac{1}{c}$.Таким образом, в модели: m = 0,7 кг; $c = 5{,}2 \cdot 10^8$ Н/м.

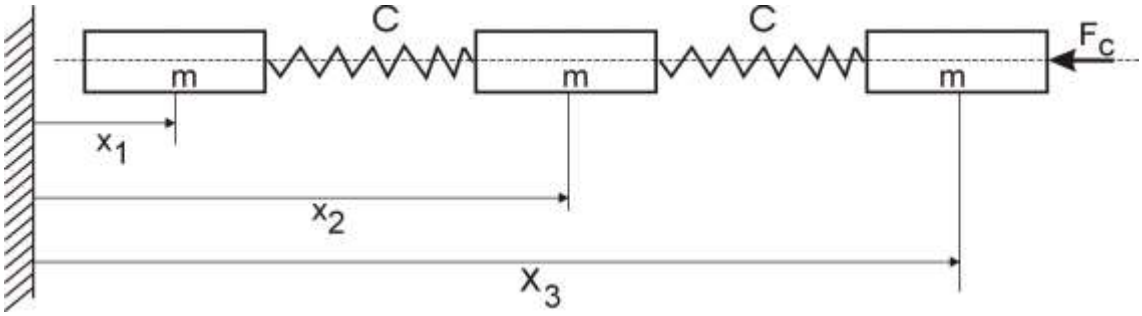


Рисунок 2.6 – Динамическая модель пики отбойного молотка

Как и ранее, предполагаем, что со стороны породы на пику (правую массу в модели) действует сила сопротивления пропорциональная скорости движения её крайне правого сечения (правой массы в модели):

$$F_{\text{с}} = k \dot{x}_3. \tag{2.11}$$

Уравнения движения системы в переменных x_1, x_2, x_3 будут иметь вид:

$$\begin{aligned} m\ddot{x}_1 &= -c(x_1 - x_2); \\ m\ddot{x}_2 &= c(x_1 - x_2) - c(x_2 - x_3); \\ m\ddot{x}_1 &= -c(x_2 - x_3) - k\dot{x}_3. \end{aligned} \qquad (2.12)$$

Проинтегрируем систему уравнений (2.11) с начальными условиями: при $t = 0$; $x_1 = x_2 = x_3 = 0$; $v_1 = v_{пик+}$, $v_2 = v_3 = 0$.

В результате интегрирования системы (2.11) получим зависимости координат и скоростей элементов трёхмассовой модели штанги от времени. На рисунке 2.7 представлены зависимости перемещения правой массы модели при $t \to \infty$ – x_3^{∞} (конца пики в забое) при однократном ударе поршня по пике от коэффициента сопротивления породы k. Так как происходит удар соизмеримых по массе тел – поршня и штанги, коэффициент восстановления R в данном случае принимается традиционным для стали – $R = 0{,}5 \div 0{,}6$.

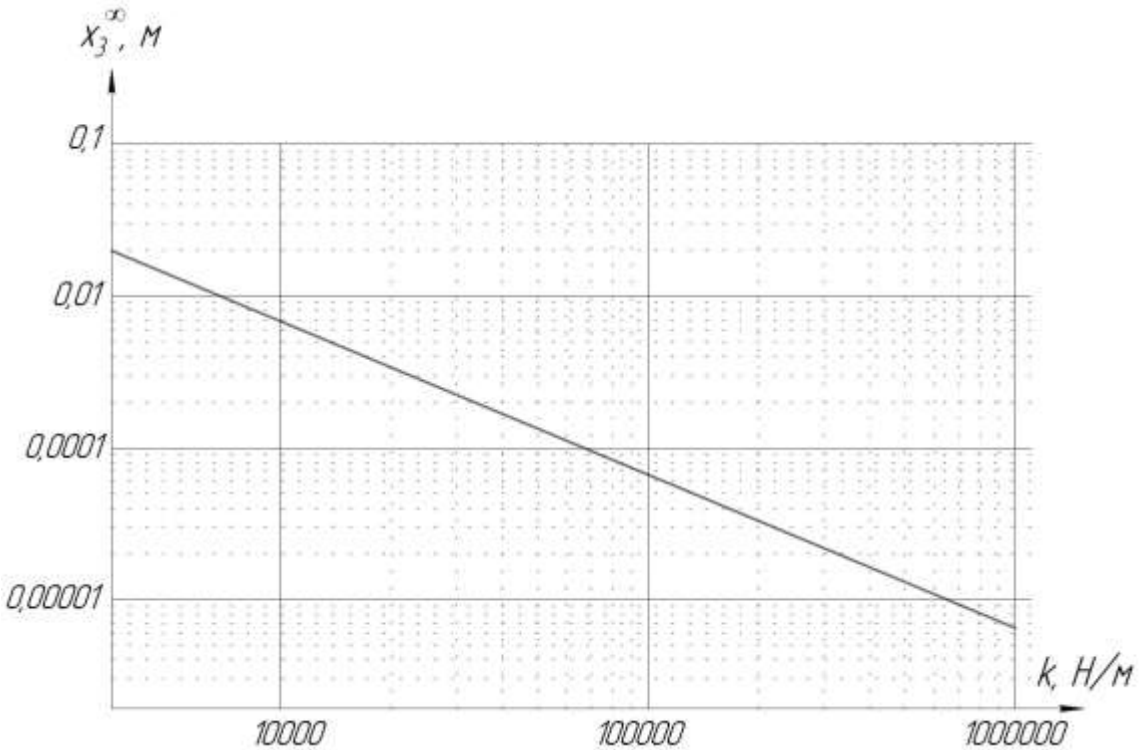


Рисунок 2.7 – График величины внедрения пики отбойного молотка в зависимости от коэффициента сопротивления породы

Для определения коэффициента сопротивления породы k для различных углов заострения породоразрушающего инструмента необходимо определить ее скорость заглубления.

В результате проведения предварительных экспериментов, а также хронометражных наблюдений работы отбойных молотков, скорости заглубления пики в кембрийскую глину составляют: 1,5 ÷ 2,0 м/с – для острых (α = 30°) пик и 1,0 ÷ 1,5 м/с – для затупленных (α = 70°).

Для определения силы, действующей на пику со стороны породы, воспользуемся теоремой об изменении импульса системы:

$$m_{\text{пики}} v_{\text{пики}+} + m_{\text{пор}} v_{\text{пор}+} - m_{\text{пор}} v_{\text{пор}-} = F\tau; \tag{2.13}$$

$$F = \frac{m_{\text{пики}} v_{\text{пики}+} + m_{\text{пор}} v_{\text{пор}+} - m_{\text{пор}} v_{\text{пор}-}}{\tau}. \tag{2.14}$$

Таким образом, силы действующие на пику со стороны породы: F_{30} = 11172 Н; F_{70} = 10388 Н.

Согласно формуле (2.11) коэффициента сопротивления породы k, для различных углов заточки инструмента, равняется: k_{30} = 6600 Н·с/м, k_{70} = 8000 Н·с/м.

Согласно математической модели для таких значений k величина заглубления составит h_{30}=12 мм и h_{70}=10 мм, что не противоречит величинам заглубления на первом ударе, рассчитанным по известным формулам [71]. Однако величины заглублений целесообразно уточнить с помощью экспериментальных исследований.

2.3 Зависимость заглубления породоразрушающего инструмента в массив кембрийских глин от времени работы ударника

Графики заглубления инструмента в массив забоя кембрийских глин, рассчитанные с использованием формулы (2.2) от количества ударов, при условии заглубления пики на одинаковую величину после каждого удара, показаны на рисунке 2.8. Как отмечалось ранее, такие величины заглублений могут быть получены только в том случае, если мы обеспечиваем одинаковые условия нанесения каждого единичного удара, при заглублении пики ударника в глину каждый последующий удар наносится во все более уплотняемый массив, при этом

пика испытывает увеличивающиеся силы трения внедрения, поэтому указанные заглубления на рисунке 2.8 носят завышенный характер, в случае с использованием таких величин заглублений, расчет производительности даст весьма завышенный результат.

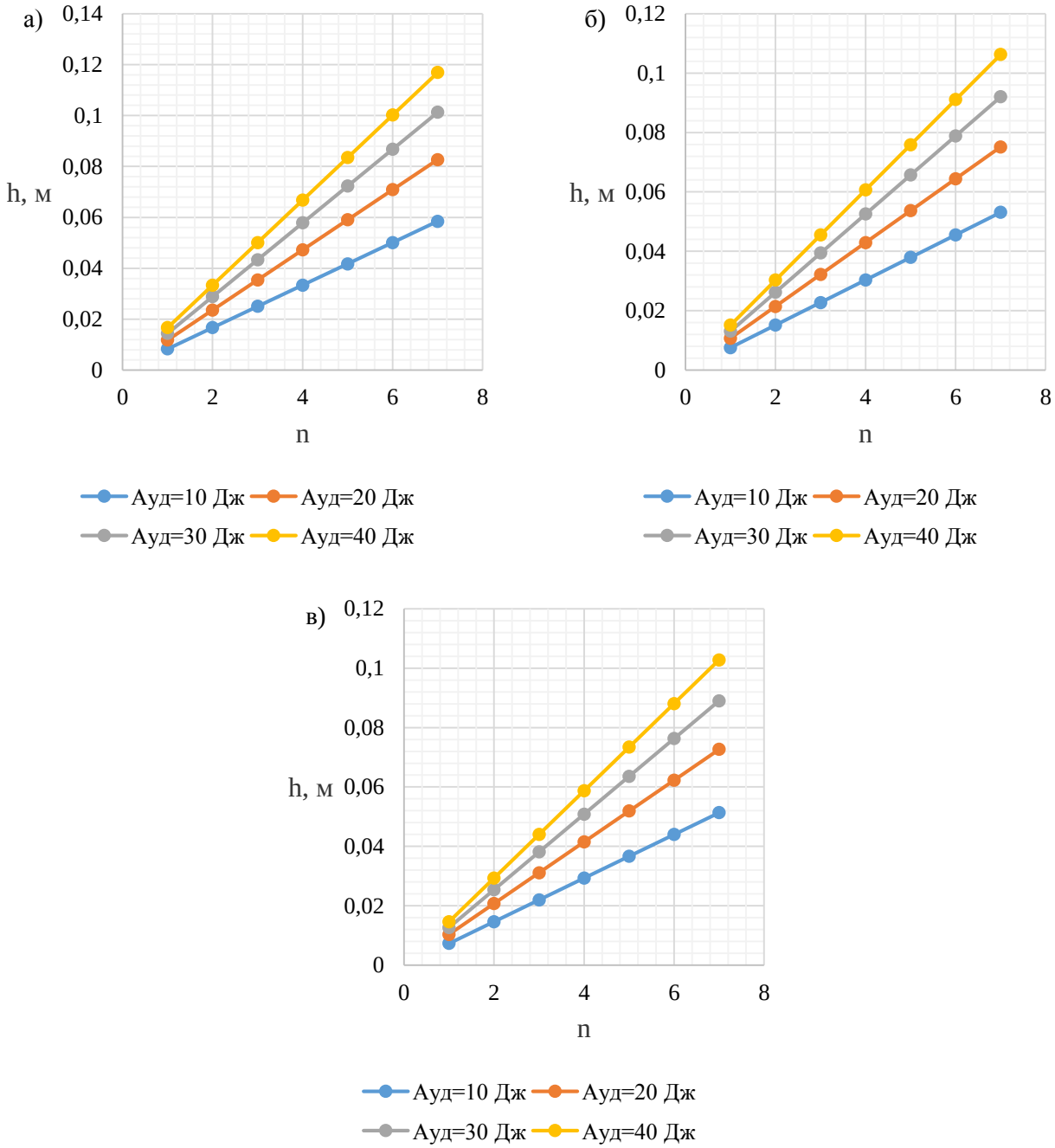


Рисунок 2.8 – Графики теоретических величин заглубления в зависимости от количества ударов: а) для угла заострения инструмента α = 30°; б) для угла заострения инструмента α = 60°; в) для угла заострения инструмента α = 70°.

Как известно [66], с увеличением числа ударов (n) в глину, интенсивность заглубления падает. Поэтому для получения уточненных теоретических

зависимостей изменения величины заглубления в глину от числа ударов целесообразно ввести показатель, учитывающий указанное уменьшение величины заглубления. Таким образом, уравнение уточненной фактической величины заглубления h' (м) от числа ударов, включающая в себя степенной показатель при параметре, частота ударов β выражается в следующем виде:

$$h' = k \cdot n^{\beta}, \tag{2.15}$$

где k – величина заглубления на первом ударе (h_0); n – частота ударов, β = 0,2÷0,6.

В этом случае полное уравнение с учетом степенного показателя k и формулы 2.2 можно представить в следующем виде:

$$h' = \left(\sqrt{\frac{A_{уд}}{Z \cdot d \cdot \sigma_{сж} \cdot (tg\,\alpha/2 + \mu) \cdot K}} \right) \cdot n^{\beta}. \tag{2.16}$$

Так например для энергии удара, равной 40 Дж, стандартной пики с углом заострения равным 30 градусов и граничных значениях коэффициента β, графики зависимостей изменения сумарной величины заглубления h' показаны на рисунке 2.9.

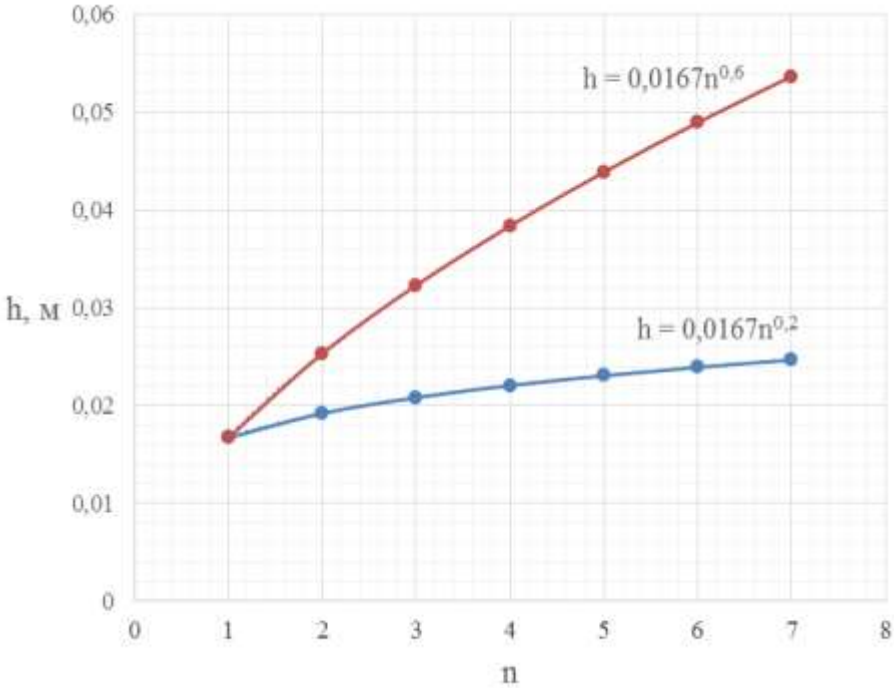


Рисунок 2.9 – График зависимости величины внедрения от количества ударов

Из рисунка 2.9 следует, что параметры k и β для больших значений частоты ударов (более 10) могут в значительной степени снизить (в два и более раз) суммарную величину заглубления пики, поэтому определение фактических показателей указанных параметров необходимо уточнить по результатам экспериментальных исследований натурных образцов глины без изменения их физических показателей на момент исследований (при полном соответствии их физических показателей в момент исследования показателем породы в забое).

2.4 Определение фактической производительности ударника при разрушении глины

Наиболее тяжелый режим работы ударника соответствует получению выкола из забоя при работе с выровненной поверхностью. Формирование объема выкалываемой породы происходит в результате заглубления пики в массив отрабатываемой породы и принудительного поворота ее до отделения куска от массива забоя. В связи с тем, что данный режим соответствует начальной стадии обработки забоя и после образования первого выкола, дальнейшая отбойка массива ведется с использованием уступов, при расчете технической производительности данная операция закладывается в коэффициент технической эксплуатации.

При расчете теоретической производительности работы двух индивидуальных отбойных молотков необходимо ввести следующие допущения:

1. Объем скола от двух ударников принимается в виде двух трехгранных пирамид (рисунок 2.10), у которых двухгранный угол при одном из ребер основания пирамиды прямой, а длина одной из трех боковых поверхностей описывается по формуле (2.16):

2. Скол происходит за время, равное полному заглублению породоразрушающего инструмента (h_{Σ}), $t = n/n_{\text{уд}}$.

3. Увеличение крепости отрабатываемого забоя влияет на снижение показателя h_0, значения которого в зависимости от крепости пород представлены на рисунке 2.5.

4. Трещиноватость отрабатываемого забоя позволяет получить скол значительно быстрее в связи с тем, что возрастает скорость заглубления породоразрушающего инструмента.

В результате преобразований объем первоначального выкола $V_{ск}$ (м^3) при работе двух индивидуальных отбойных молотков может быть рассчитан по следующей формуле:

$$V_{ск} = \frac{\sqrt{3}}{2} h_0^3 n^{3\beta} = \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot \left(\sqrt{\frac{A_{уд}}{Z \cdot d \cdot \sigma_{сж} \cdot (tg\,\alpha/2 + \mu) \cdot K}} \right)^3 n^{3\beta}. \qquad (2.17)$$

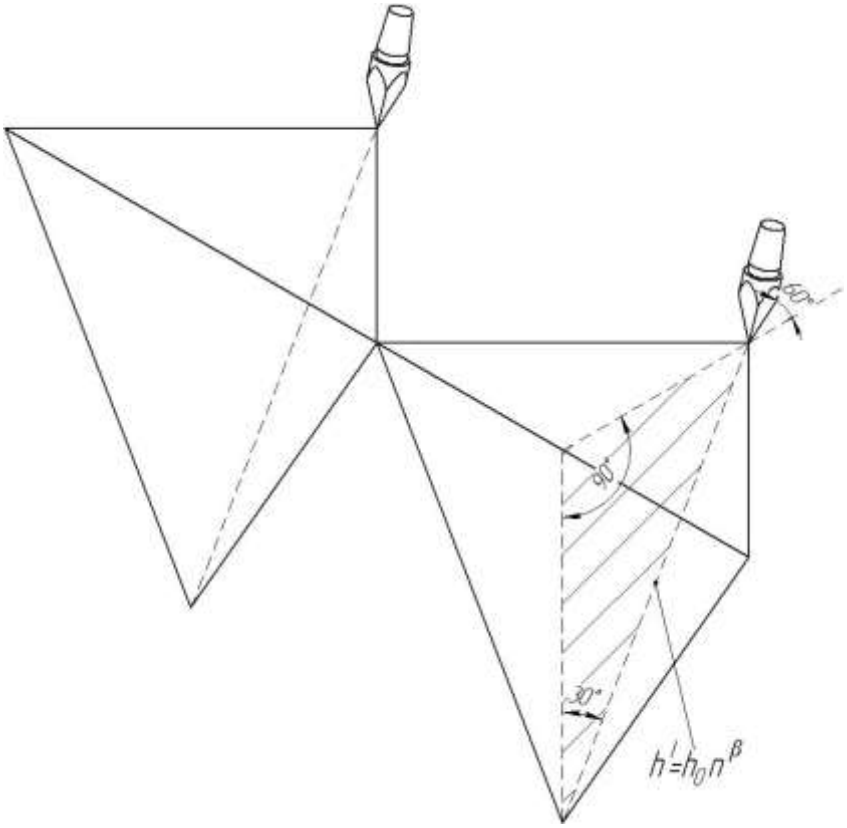


Рисунок 2.10 – Объем скола кембрийской глины представленный в виде геометрической фигуры

При этом формула теоретической производительности ($Q_{теор}$, м^3/с) с учетом частоты ударов отбойного молотка ($n_{уд}$) будет выглядеть следующим образом:

$$Q_{\text{теор}} = \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot \left(\sqrt{\frac{A_{\text{уд}}}{Z \cdot d \cdot \sigma_{\text{сж}} \cdot (tg\,\alpha/2 + \mu) \cdot K}} \right)^3 n^{(3\beta-1)} \cdot n_{\text{уд}}. \qquad (2.18)$$

Наиболее эффективная отработка забоя происходит с учетом его кливажа или трещиноватости. Отработка трещиноватого забоя, как показывает многолетняя практика проходческих работ на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя, наиболее эффективно производится при совместной работе двух рабочих с молотками или при пользовании манипуляторов проходческих машин, оснащенных сдвоенными ударниками, компоновочная схема которых представлена на рисунке 2.11.

На рисунке 2.11 показан исполнительный орган ударного действия и схема его взаимодействия с забоем в случае если забой обрабатывается манипулятором проходческого комбайна или ударником расположенном на эректоре тюбингоустановщика при технологии проведения вспомогательных выработок, указанной в разделе 1.3.1, рисунок 1.5.

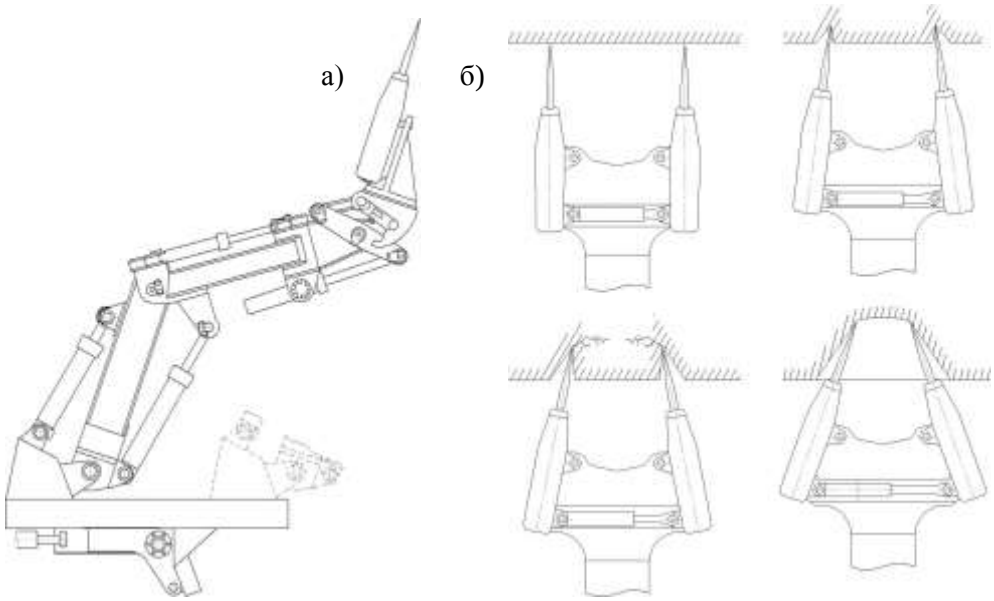


Рисунок 2.11 – Манипулятор стрелы проходческого комбайна с установленным на нем ударным устройством: а) главный вид; б) схема отработки забоя сдвоенным ударным исполнительным органом

На рисунке 2.12 показано изменение теоретической производительности от крепости отрабатываемого забоя, рассчитанная по указанным выше формулам.

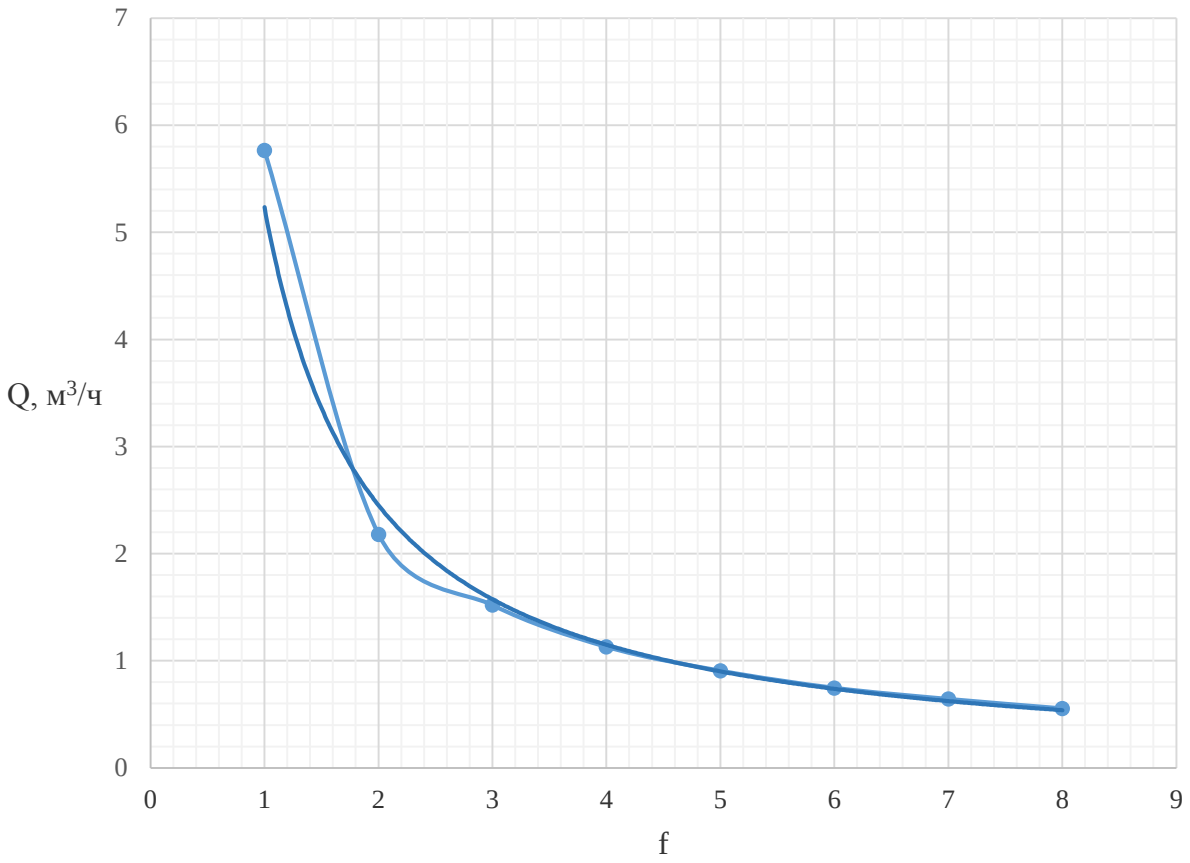


Рисунок 2.12 – График зависимости производительности отбойных молотков от крепости отрабатываемого забоя

Значения производительности, указанные на рисунке 2.12, согласуются с данными А.И. Куприна [80] который указывал, что разрушение крепкого угля сопровождается производительностью 6 м^3/ч (при работе в уступе) и 15 м^3/ч для мягких углей, а также продолжительностью отбойки породы в соответствии с планом проходческих работ Санкт-Петербургского Метростроя.

На рисунке 2.13 показана производительность обработки забоя сдвоенными ударниками при разрушении забоев различной крепости, производительность которых возрастает в 1,15-1,25 раз в сравнении с обработкой забоя двумя индивидуальными отбойными молотками.

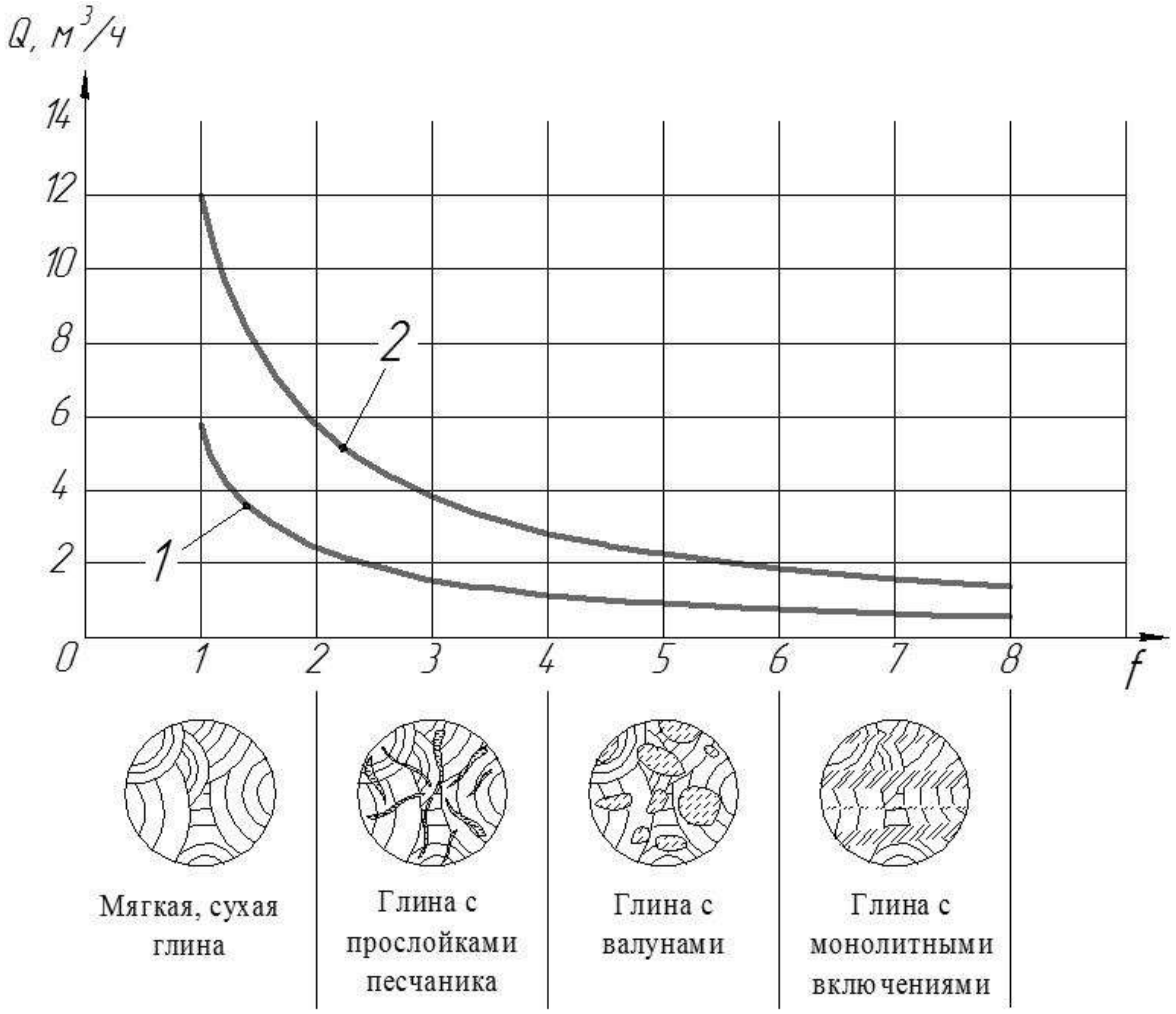


Рисунок 2.13 – График зависимости производительности отбойных молотков от крепости отрабатываемого забоя: 1 – теоретическая производительность двух индивидуальных отбойных молотков; 2 – теоретическая производительность сдвоенных ударников

Данное обстоятельство связано с тем, что в процессе отбойки глины сдвоенными ударниками (рисунок 2.11), находящимися на таком расстоянии, при котором внедрение пик в горный массив в направлении навстречу друг другу происходит до определенной величины, на которой происходит взаимное влияние ударных волн в массиве на объем породы, находящийся между породоразрушающими инструментами. Так же стоит отметить, что повышение производительности для сдвоенных ударников (кривая 2 рисунок 2.13) будет происходить тем сильнее, чем более в явной степени на забое проявляются трещиноватость, блочность и кливаж. Однако конкретные значения расстояний между осями отбойных молотков, в конструкции сдвоенных ударников, и значения превышения объемов сколов требует экспериментального уточнения.

2.5 Компоновочная схема и принцип работы сдвоенного ударного исполнительного органа

Предлагаемый исполнительный орган ударного действия [81] (рисунок 2.14) состоит из двух отбойных молотков 1, шарнирно закрепленных на корпусе вилки 2 и соединенных между собой гидродомкратом 3. Гидродомкрат расположен внутри труб с целью придания жесткости конструкции. Для возможности изменения ширины захвата исполнительного органа нижний гидродомкрат 3 крепится шарнирно и перемещается по направляющим.

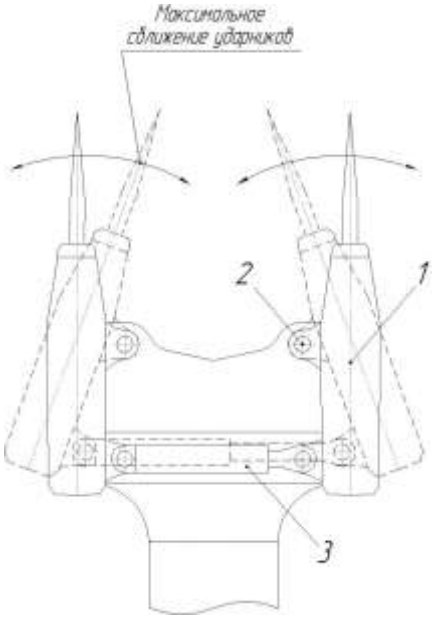


Рисунок 2.14 – Компановачная схема исполнительного органа со сдвоеными ударниками

Для создания угла захвата отбойных молотков необходимо осуществить раздвижку нижнего гидродомкрата тем самым изменив расстояние между внедряемыми ударниками, что приведет к работе ударников навстречу друг другу.

На породах малой крепости отбойка происходит крупными сколами. На мягких породах работа ведется на максимальном раздвижении отбойных молотков, что обеспечивает быструю отработку первоначального скола. Последовательность действий, при этом следующая:

1. Подача исполнительного органа к забою.

2. Забуривание пневмомолотов в забой. Пневмоударники внедряют в левой части сектора с последующим движением вверх и вправо по дуге.

3. Скалывание кусков породы максимально раздвинутыми ударниками исполнительного органа. Направление подачи ударников по забою слева направо и вниз.

4. Сжатие клешней для дальнейшей разработки забоя.

На породах большой крепости обработка забоя производится аналогично. Скалывание кусков породы происходит в несколько этапов, за один заход скалывается кусок породы, имеющий размеры в несколько раз меньшие, чем кусок породы, образующийся при сколе пород малой крепости.

При таком способе отработки на забое образуются небольшие целики, которые легко удаляются при последующей его обработке.

2.6 Обоснование средств механизации для проведения вспомогательных выработок

В Приложении Б на примере шахты №618 Санкт-Петербургского Метростроя рассчитаны производительности погрузочно-доставочных машин (ПДМ) различных типов [82].

При использовании погрузочно-доставочных машин достигаются такие показатели, как:

– повышается безопасность и комфортабельность проведения строительных работ, из-за отсутствия контактного провода и рельсового пути.

– обеспечение различной производительности транспортировки отбитой горной породы, за счет наличия ПДМ с различными вместимостями ковша;

– исключения оборудования такого, как зарядные устройства, трансформаторные и преобразовательные;

– отсутствие наличия парка вагонеток, а также необходимости выделения под него земельного участка;

Для того, чтобы использование самоходного оборудования было возможным, необходимо внести ряд изменений в транспортную систему на шахтах метростроя и решить ряд задач, таких как:

– Возможность выполнения машинами беспрепятственной погрузки и транспортировки необходимого объема породы от забоя к стволу шахты;

– Обеспечение проезда двух машин в тоннеле;

– Осуществление самостоятельной погрузки транспортируемой горной массы погрузочно-доставочными машинами в клеть.

На рисунке 2.15 показана номограмма определения типов ПДМ в зависимости от производительности проходческого комбайна.

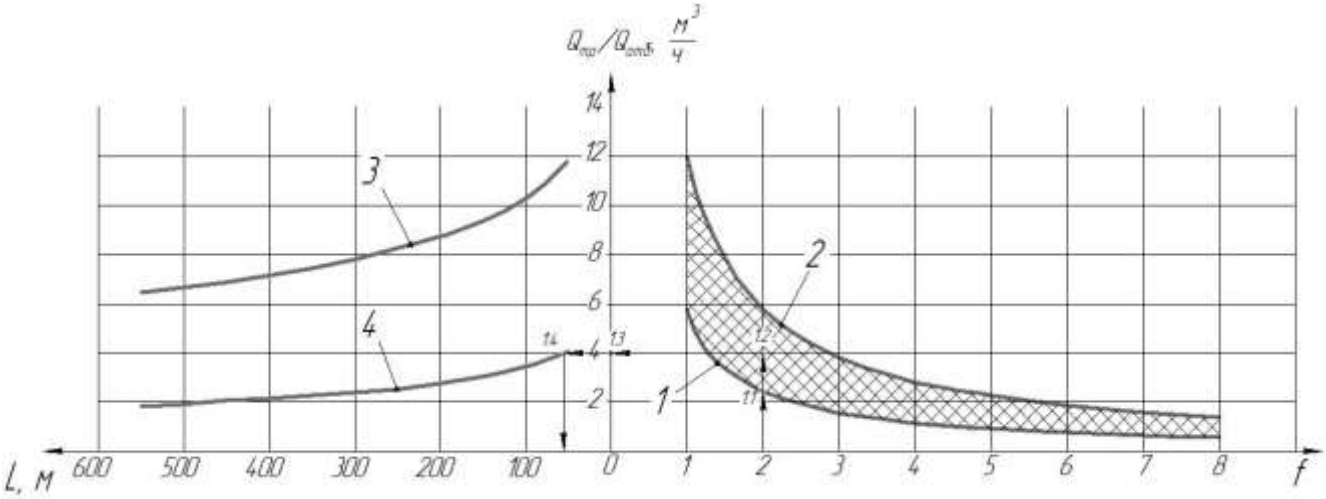


Рисунок 2.15 – Номограмма определения типов ПДМ в зависимости от производительности проходческого комбайна: 1 – график теоретической производительность двух индивидуальных отбойных молотков; 2 – график теоретической производительность сдвоенных ударников; 3 – график производительности ПДМ Sandvik LH203 от длинны транспортирования; 4 – график производительности ПДМ Sandvik LH201 от длинны транспортирования.

В соответствии с заданной крепостью глины выбирается значение производительности по отбойке [82, 83], которая уточняется с учетом трещиноватости, блочности и кливажа забоя. На основе этой производительности выбираются различные средства доставки, в зависимости от длины транспортирования в вида средства транспорта. Так, например, для крепости 2 по шкале проф. Протодьяконова теоретическая производительность равна 2,18 м^3/ч (точка 1.1 на рисунке 2.15), с учетом наличия трещин, проявлении блочности забоя данная производительность уточняется и равняется 4 м^3/ч (точка 1.2-1.3 на рисунке 2.15). При известной производительности выбирается соответствующая модель погрузочно-доставочной машины (точка 1.4 на рисунке 2.15), длина транспортировки которой определяется из номограммы. В данном случае выбирается ПДМ Sandvik LH201 (приложение Б) При необходимости большей

длины транспортирования осуществляется выбор модели погрузочно-доставочной машины с большим объемом ковша.

2.7 Выводы по главе 2

1. Зависимость величины заглубления от числа ударов описывается степенной функцией, показатель степени (β) которой находится в диапазоне от 0,2 до 0,6.

2. Сдвоенные ударники могут эффективно использоваться только при установлении соответствия между фактическим заглублением за удар h' и расстоянием между осями ударников. Такое соотношение для реальных забоев (кембрийские глины стандартной влагонасыщенности) шахт Санкт-Петербургского метрополитена составляет 0,5.

3. Производительность по отбойке для сдвоенных ударников превышает суммарную производительность двух индивидуальных молотков и составляет для забоев без крепких включений, соответственно 6 и 9-11,7 $м^3$/мин (максимальное значение соответствует проявлению в явной степени трещиноватости, блочности и кливажа).

4. Составлена номограмма производительностей проходческих механизмов, позволяющая в зависимости от производительности породоразрушающих механизмов определять тип и параметры доставочной машины.

ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ КЕМБРИЙСКИХ ГЛИН ИСПОЛНИТЕЛЬНЫМИ ОРГАНАМИ УДАРНОГО ТИПА

3.1 Постановка задач экспериментальных исследований

В соответствии с поставленной в работе целью и задачами необходимо было провести следующие стендовые исследования для подтверждения выбранных гипотез и теоретических расчетов:

1. Разработка и изготовление стендовой установки для изучения разрушения кембрийских глин ударным исполнительным органом;
2. Разработка методики проведения экспериментальных исследований;
3. Исследование процесса внедрения породоразрушающего элемента исполнительного органа ударного типа в кембрийские глины в зависимости от энергии удара, угла заточки пики и количества ударов;
4. Проведение хронометражных наблюдений в «реальных» условиях на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя;
5. Исследование механизма распространения волн напряжений в массиве на экспериментальном стенде в зависимости от глубин внедрения инструмента в образцы кембрийской глины при реализации серий ударов;
6. Обработка осциллограмм и их спектров, полученных в результате проведения экспериментальных исследований;
7. Анализ результатов стендовых экспериментов.

3.2 Стенд для исследования процесса разрушения кембрийских глин ударом

В соответствии с требованиями, сформулированными ранее, был спроектирован и изготовлен стенд для исследования глин на разрушение ударными исполнительными органами (рисунок 3.1 и Приложение В). Экспериментальный стенд включает в себя следующие узлы и детали: основание 1 на которое устанавливается массивная плита 2 и каркас 3 для придания установки жесткости. Направляющие стержни 3 выполнены из прутковой

шлифованной стали с чистой, гладкой поверхностью, которая чаще всего используется в роли направляющих (для линейного перемещения) инструмента в станках. По направляющим с определенной высоты, через бронзовые втулки скольжения 5, падает баба 6, которая производит удар по испытуемому образцу кембрийской глины, расположенному в основании экспериментальной установки. Регулировка и контроль высоты установки бабы осуществлялся при помощи подъемной лебедки 7 и специальной измерительной шкалы 8. Использование в конструкции стенда специальных материалов (калиброванная сталь, бронзовые втулки) и смазок, в дальнейшем после проведении серии экспериментов и последующем анализе их результатов позволили пренебречь силами трения возникающих во втулках скольжения, ввиду их малой величины.

а) б)

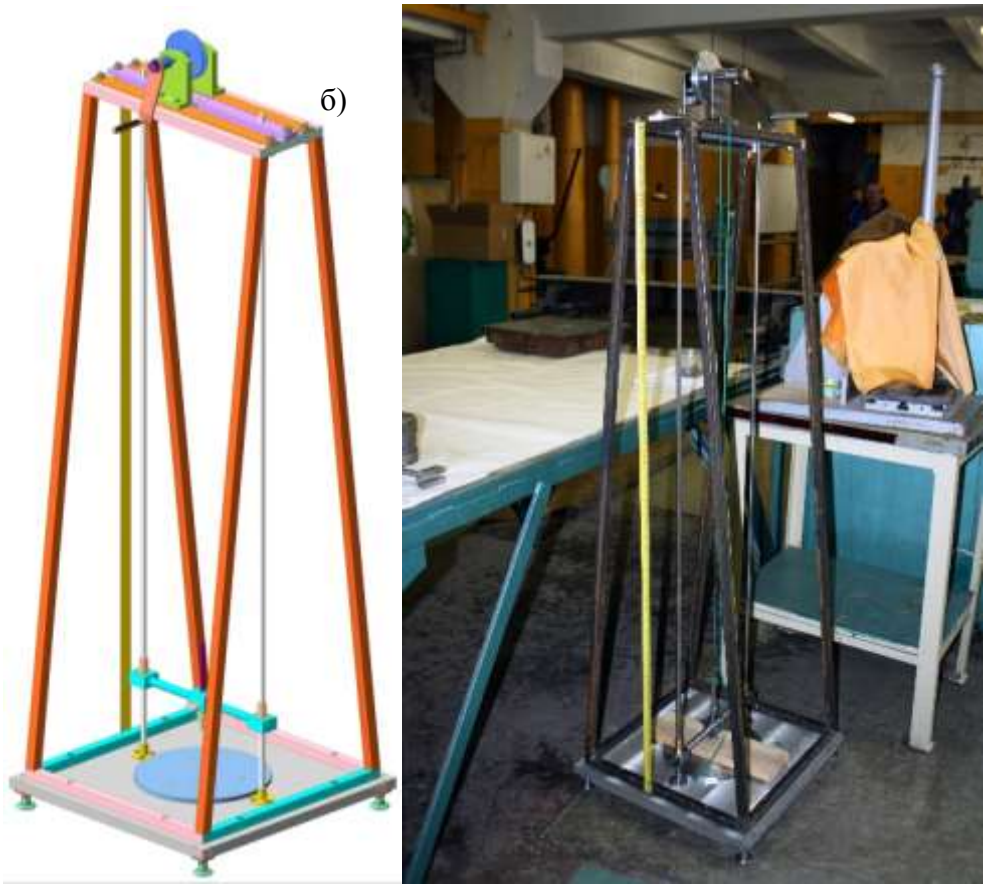


Рисунок 3.1 – Вертикальный копер:
а) сборочный чертеж 3D модели; б) общий вид

Методикой испытаний предусматривалось разрушения образца при различных энергиях удара ($A_{уд}$ = 10Дж; 20 Дж; 30 Дж; 40 Дж) а так же серией ударов бабы. Изменение энергии удара осуществлялось применением сменных

грузов (рисунок 3.2) которые устанавливались в верхней части падающего элемента (бабы).

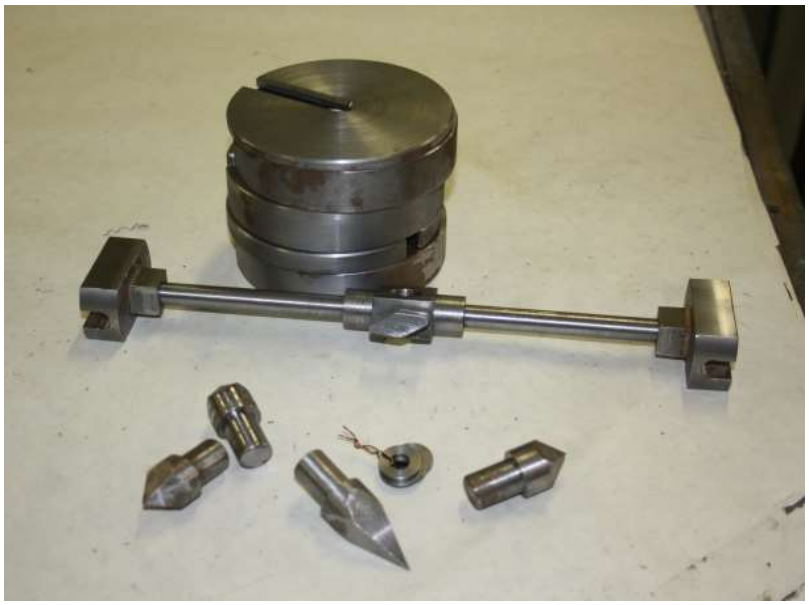


Рисунок 3.2 – Наборы пик с углами заострения α = 30°; 60°; 70°; 80° и грузов

Для реализации серии ударов, без изменения положения пики в поперечной плоскости относительно испытуемого образца для экспериментального стенда был изготовлен специальный фиксатор (рисунок 3.2), имеющий корпус 1 для фиксации в нем пик 2 с различными углами заточки и специальные клеммы 3 для распора самого фиксатора между направляющими экспериментальной установки.

3.3 Разработка методики проведения экспериментальных исследований

3.3.1 Цели и задачи экспериментальных исследований

1. Установление зависимости величины внедрения породоразрушающего инструмента в образцы кембрийской глины в зависимости от величины энергии единичного удара.

2. Установление зависимости величины внедрения породоразрушающего инструмента в образцы кембрийской глины в зависимости от количества ударов для различных значений величины энергии ударов.

3. Построение, по экспериментальным данным, графических зависимостей величин внедрения инструмента в кембрийскую глину для различных значений единичного удара и количеств наносимых ударов по инструменту.

4. Сравнение результатов экспериментальных и теоретических исследований, представленных в главе 2.

3.3.2 Исходные данные

Экспериментальные исследования проводились на образцах кембрийской глины с глубины 50÷70 м, отбитой при сооружении, Санкт-Петербуржским Метростроем, наклонного ствола станции метро «Проспект Славы». Порода представлена аргиллитоподобной глиной котлинского горизонта зеленовато-серого цвета, в верхней части тонкослоистой, прочностью $R_{сж}$ от 10 до 17 МПа и влажностью w = 13,53 % (рисунок 3.3). Испытуемые образцы, своими физико-механическими свойствами, соответствуют наиболее часто встречаемым видам глины, отрабатываемой на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя [1, 2, 96, 97].

а) б)

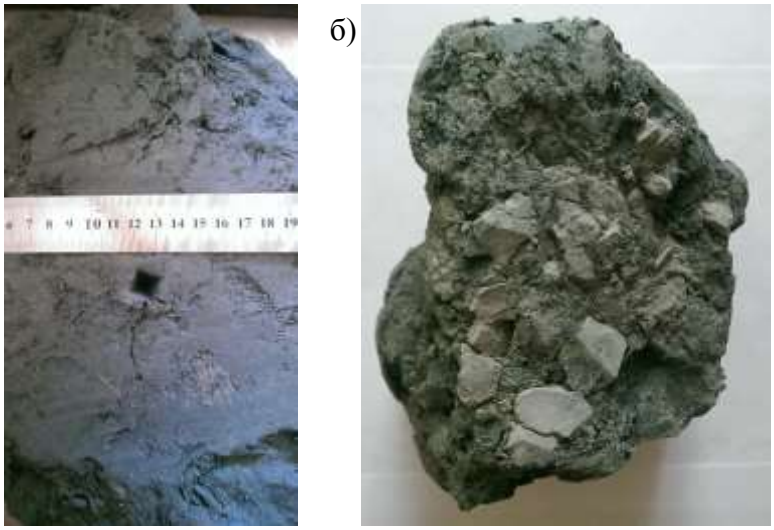


Рисунок 3.3 – Образцы кембрийской глины:
а) глина; б) глина с включениями

Породоразрушающий инструмент – четырехгранная пика отбойного молотка диаметром 32 мм и длинной 50 мм. Реализация требуемой величины энергии удара осуществлялась за счет работы силы тяжести и ее величина определялась из выражения:

$$A_{уд} = m \cdot g \cdot h = P \cdot h, \qquad (3.1)$$

где m – масса бабы, кг; g – ускорение силы тяжести, м/с^2; h – высота падения бабы, м; P – вес бабы, кг.

3.3.3 Методика проведения многофакторного эксперимента

Установление зависимости внедрения породоразрушающего инструмента исполнительного органа ударного типа в образцы кембрийской глины в зависимости от различных факторов следует осуществлять в соответствии с методикой многофакторного эксперимента [93].

При реализации метода необходимо осуществить выбор контролируемых параметров, влияющих на показатель параметра оптимизации. Вычисление коэффициентов влияния процесса связано с построением линейной математической модели и проверкой ее адекватности. Эта задача решается на основании теории планирования эксперимента.

В соответствии с предложенной методикой, выбираемый параметр оптимизации должен соответствовать следующим требованиям: показатель параметра должен находиться опытным путем в виде некоторого числа принятых для данной величины единиц измерения; должен всесторонне характеризовать процесс; должен иметь физический смысл; быть однозначным [93, 98]. При реализации метода за параметр оптимизации принимается глубина внедрения пики, так как данный показатель соответствует необходимым требованиям.

В качестве факторов процесса необходимо выбрать контролируемые переменные, влияющие на параметр оптимизации. Факторы процесса должны соответствовать следующим требованиям: быть управляемыми; для любой пары факторов должны выполняться условия совместимости; факторы должны быть независимы; однозначны; должны непосредственно воздействовать на параметр оптимизации [93]. В качестве факторов, влияющих на параметр оптимизации, принимаем: энергию удара, величину угла заточки долота и количество ударов, так как данные параметры оказывают влияние на процесс и соответствуют необходимым требованиям.

Программа испытаний

1. Для определения влияния величины внедрения от угла заточки долота необходимо осуществить замеры величины заглубления при постоянном значении количества ударов $n = 1$ для четырех значений энергии удара $A_{уд}$.

1.1. При α = 30° при следующих значений энергии удара: $A_{уд1} = 10$ Дж; $A_{уд2} = 20$ Дж; $A_{уд3} = 30$ Дж; $A_{уд4} = 40$ Дж.

1.2. При α = 60° при следующих значений энергии удара: $A_{уд1} = 10$ Дж; $A_{уд2} = 20$ Дж; $A_{уд3} = 30$ Дж; $A_{уд4} = 40$ Дж.

1.3. При α = 70° при следующих значений энергии удара: $A_{уд1} = 10$ Дж; $A_{уд2} = 20$ Дж; $A_{уд3} = 30$ Дж; $A_{уд4} = 40$ Дж.

Общее число серий опытов может быть подсчитано следующим образом:

$$N = x^k. \tag{3.2}$$

В соответствии с формулой (3.2) необходимо осуществить $N = 4^1 = 4$ серий опытов для каждого из трех значений угла заточки долота.

2. Для определения влияния величины внедрения пики отбойного молотка от количества ударов необходимо осуществить замеры величины заглубления при постоянных значениях энергии удара $A_{уд}$ для пяти значений количества ударов N.

2.1. При α = 30°

2.1.1. $A_{уд}$ = 10 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.1.2. $A_{уд}$ = 20 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.1.3. $A_{уд}$ = 30 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.1.4. $A_{уд}$ = 40 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

В соответствии с формулой (3.2), необходимо осуществить $N = 5^1 = 5$ серий опытов для каждого из четырех значений энергий удара.

2.2. При α = 60°

2.2.1. $A_{уд}$ = 10 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.2.2. $A_{уд}$ = 20 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.2.3. $A_{уд}$ = 30 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.2.4. $A_{уд}$ = 40 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

В соответствии с формулой (3.2), необходимо осуществить $N = 5^1 = 5$ серий опытов для каждого из четырех значений энергий удара.

2.3. При α = 70°

2.3.1. $A_{уд}$ = 10 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.3.2. $A_{уд}$ = 20 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.3.3. $A_{уд}$ = 30 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

2.3.4. $A_{уд}$ = 40 Дж для следующих значениях количеств удара: N_1=1; N_2=2; N_3=3; N_4=4; N_5=5.

В соответствии с формулой (3.2), необходимо осуществить $N = 5^1 = 5$ серий опытов для каждого из четырех значений энергий удара.

Таблица 3.1 – Границы изменения факторов

Факторы	Нижний уровень	Верхний уровень
Энергия удара, Дж	10	40
Угол заточки пики, град	30	70
Количество ударов	1	5

3.4 Последовательность проведения испытаний

Перед проведением экспериментальных исследований на основании испытательного стенда устанавливаются образцы кембрийской глины с

максимальными размерами 300х300х200 мм. Далее в корпус падающего элемент (баба) устанавливается испытательная пика с необходимым углом заточки и по необходимости навешиваются грузы. Съемные грузы необходимы для реализации удара пики по испытуемому образцу кембрийской глины при различных значениях энергии удара с постоянной скоростью приложения нагрузки.

После всех настроек и установок подающий элемент, при помощи подъемной лебедки, устанавливался на предварительно рассчитанную высоту, согласно формуле 3.1, фиксируемой по специальной шкале, расположенной на испытательном стенде. Далее производился сброс бабы, которая под действием силы тяжести наносит удар по испытуемому образце породы.

Исследования по определению зависимости внедрения пики в образцы кембрийской глины в зависимости от величины энергии единичного удара проводились в соответствии с разработанной программой-методикой. Замер глубины внедрения пик производился с помощью линейки глубиномера электронного штангенциркуля.

Для исследований изменения величины внедрения породоразрушающего инструмента в зависимости от количеств ударов использовалось специальное устройство – фиксатор (Приложение Г), в корпус которого устанавливались испытуемые пики, в торец которых наносился удар подающими элементом. По окончанию каждого удара в серии производился замер глубины внедрения пик с помощью линейки глубиномера штангенциркуля, а также анализ поверхности разрушения испытуемого образца.

3.5 Результаты стендовых исследований ударного разрушения кембрийских глин

Результаты первого цикла экспериментов позволили построить диаграмму зависимости показателя эффективности разрушения h, мм/уд от энергии единичного удара A, Дж для различных углов заострения породоразрушающего элемента ударного исполнительного органа (рисунок 3.4). Точками обозначены

экспериментальные значения, которые аппроксимировались при помощи степенной линии тренда (показана сплошной линией).

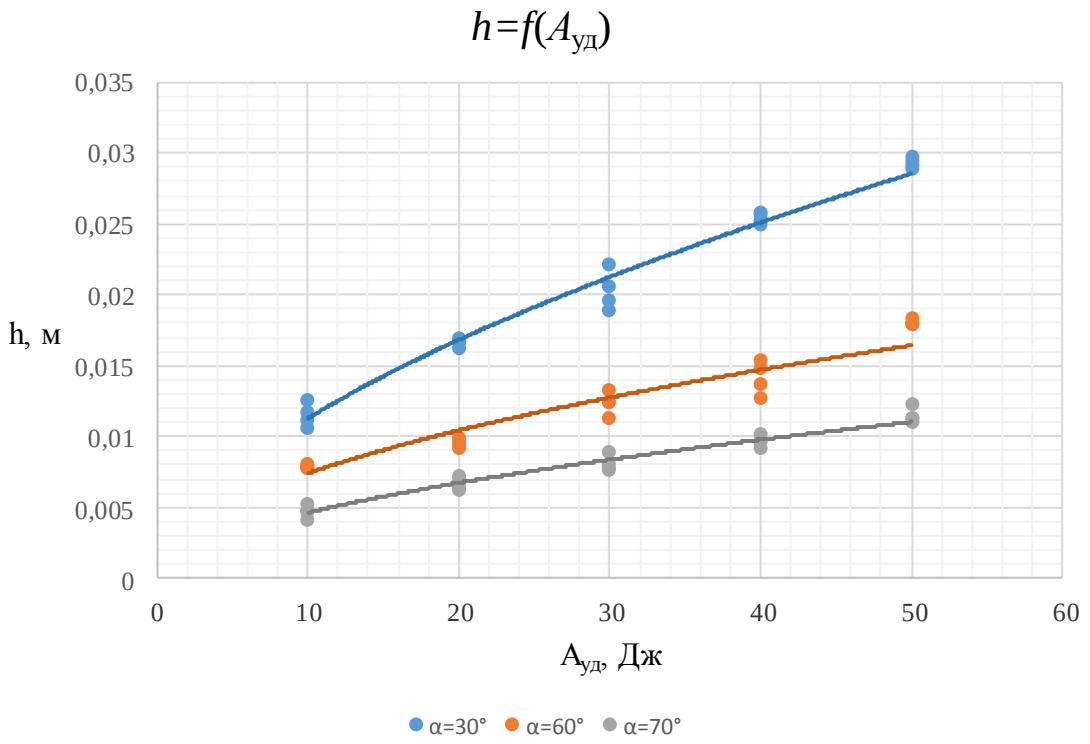


Рисунок 3.4 – Зависимости среднего заглубления пики в образцы кембрийской глины от энергии удара для различных углов заточки пики

На основе данной зависимости были определены величины заглубления пики в кембрийскую глину в зависимости от энергии единичного удара, которая описывается следующими уравнениями регрессии:

$h_{0_1} = 0{,}003 A_{уд}^{0{,}57}$ – для угла заточки пики равному 30°;

$h_{0_2} = 0{,}0024 A_{уд}^{0{,}52}$ – для угла заточки пики равному 60°;

$h_{0_3} = 0{,}0013 A_{уд}^{0{,}54}$ – для угла заточки пики равному 70°;

Величины достоверности аппроксимации R^2 для каждого уравнения регрессии имеют следующие значения: $R_1^2 = 0{,}9799$, $R_2^2 = 0{,}9236$, $R_3^2 = 0{,}9573$. Из графика на рисунке 3.4 видно, что кривые $h = f(A_{уд})$, характеризующие изменение производительности процесса с увеличением энергии удара для различных углов заострения породоразрушающего инструмента, описываются степенным зависимостями с близкими значениями. Данный вывод соответствует

результатам, описанным в главе 2, а также совпадает с многочисленными данными практики, свидетельствующие о том, что с увеличением энергии удара (или давления сжатого воздуха), производительность отбойки горной массы возрастает примерно по степенному закону.

В результате второго цикла экспериментов были получены зависимости среднего заглубления пики с различными углами заточки в образцы кембрийской глины от количества ударов (рисунки 3.5 – рисунок 3.7).

На ниже представленных графиках точками обозначены средние арифметические значения величины погружения породоразрушающего элемента (пики) по 5 опытам в каждой серии. При аппроксимации экспериментальных значений использовалась степенная линия тренда (сплошная линия). На графики выведены уравнения регрессии и величины достоверности аппроксимации R^2.

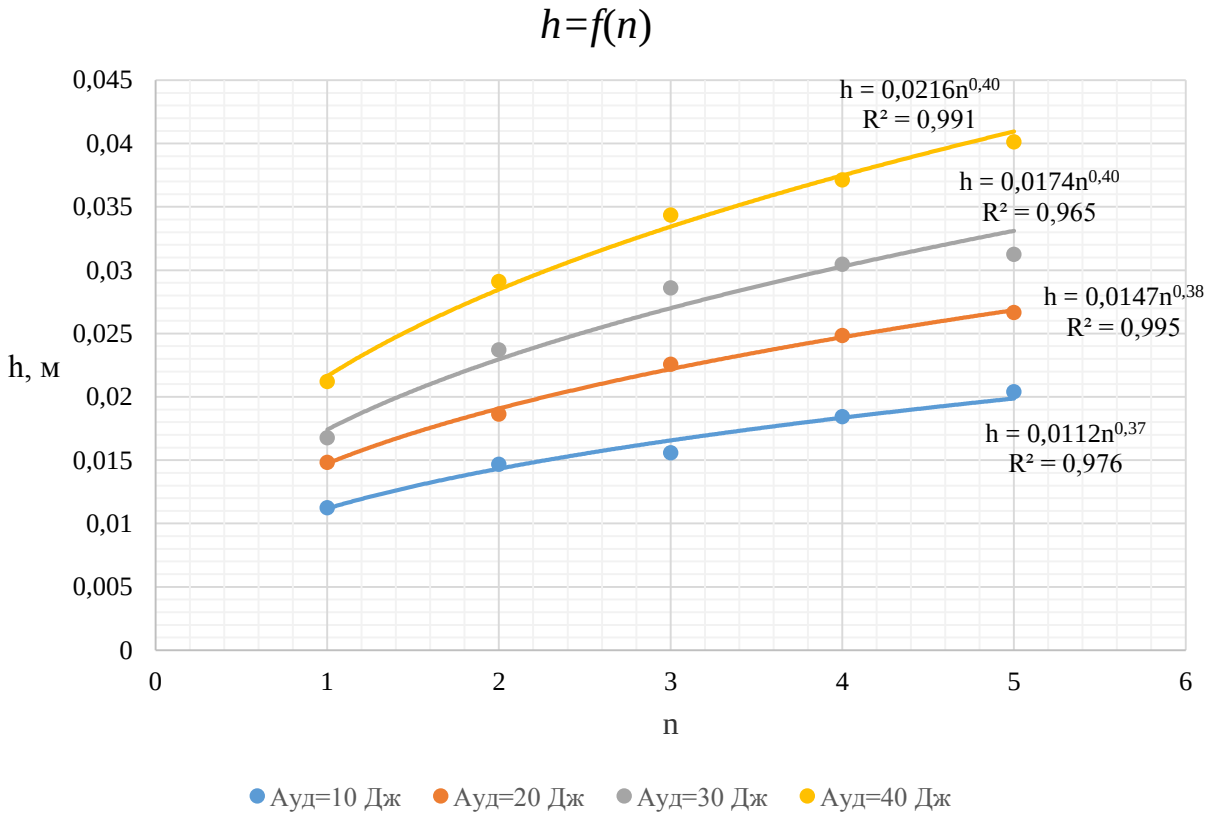


Рисунок 3.5 – Зависимости среднего заглубления пики с углом заточки 30° в образцы кембрийской глины от количества ударов

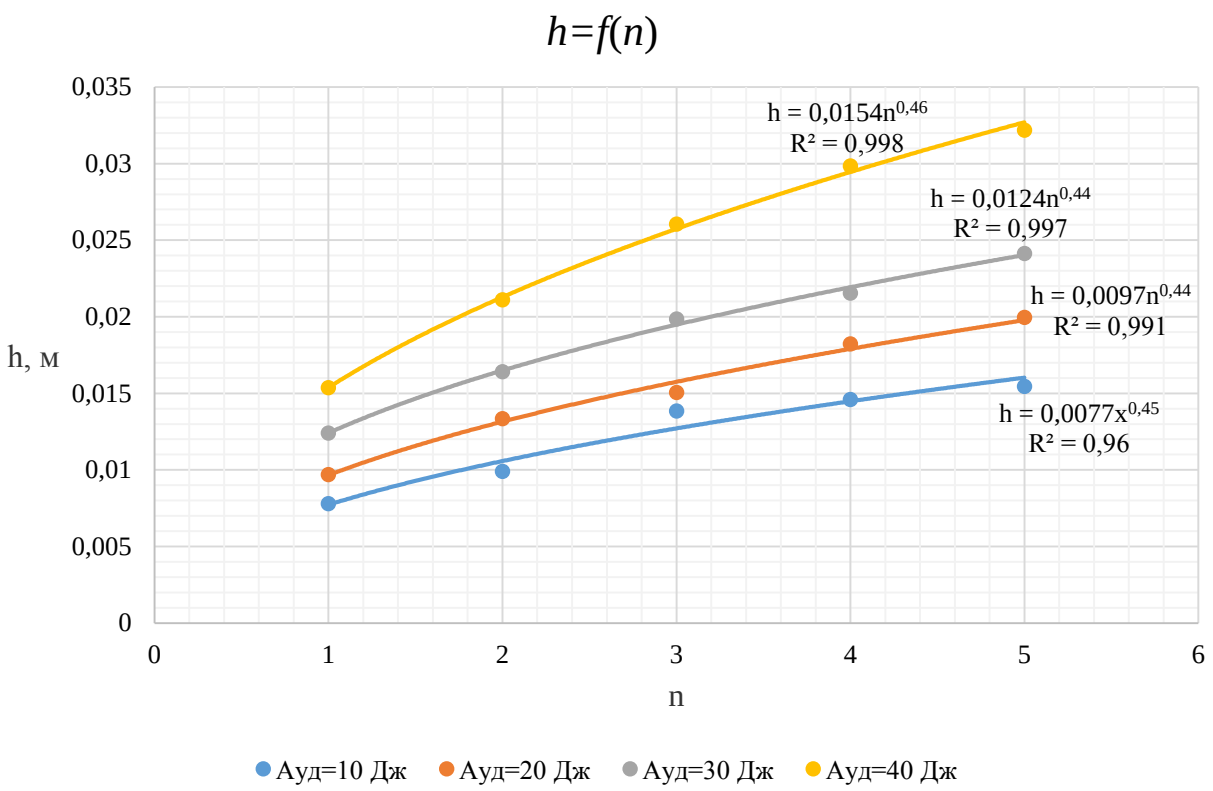


Рисунок 3.6 – Зависимости среднего заглубления пики с углом заточки 60° в образцы кембрийской глины от количества ударов

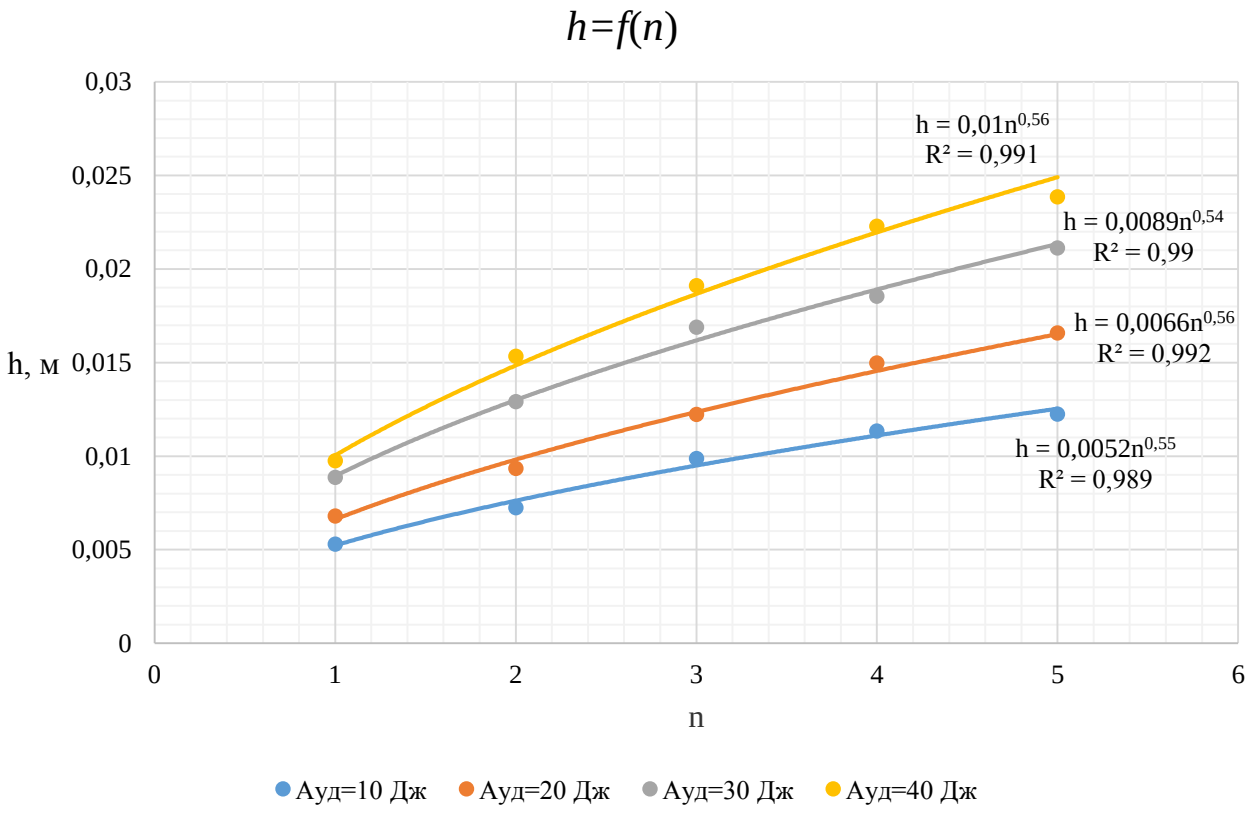


Рисунок 3.7 – Зависимости среднего заглубления пики с углом заточки 70° в образцы кембрийской глины от количества ударов

Полученные зависимости величины заглубления пики в образцы кембрийской глины от количества наносимых ударов для различных углов ее заострения и наносимых по ней энергии удара описываются степенными функциями с показателем степени находящемся в диапазоне 0,37-0,56. Из зависимостей видно что при нанесении последующих ударов величина внедрения породоразрушающего инструмента в образцы глины снижается, данное обстоятельство связано с тем, что перед инструментом образуется уплотненные эллипсоидальные зоны деформируемой породы. Данное обстоятельство соответствует результатам, описанным в главе 2.

3.6 Обработка результатов эксперимента

Таблица 3.2 – Журнал проведения экспериментов

№ опыта	Энер-гия удара	Угол заточки пики, град	Колич-ество ударов	Результаты замеров величины внедрения пики в породу, мм					$\overline{Y}_j$
				m_1	m_2	m_3	m_4	m_5	
1	10	30	1	11,24	11,18	11,74	10,58	11,58	11,26
2	40	30	1	24,93	25,23	25,67	25,83	25,52	25,44
3	10	70	1	5,3	4,77	4,12	4,72	4,88	4,76
4	10	30	5	20,41	20,11	21,23	20,48	21,34	20,71
5	40	30	5	41,14	39,92	40,25	39,36	40,55	40,24
6	40	70	1	9,12	9,76	9,68	10,43	9,71	9,74
7	10	70	5	12,42	12,25	11,77	12,29	12,98	12,32
8	40	70	5	23,86	23,15	24,01	23,97	23,80	23,76

Среднее значение показателя оптимизации определялось по реализации параллельных наблюдений по формуле:

$$\overline{Y}_{\upsilon} = \frac{\sum_{i=1}^{m} Y_{\upsilon.i}}{m}, \tag{3.4}$$

где $\overline{Y}_{\upsilon}$ - среднее арифметическое по m опытам в точке с номером υ; υ - строка плана матрицы планирования; $Y_{\upsilon.i}$ - действительное значение параметра оптимизации; m– число параллельных наблюдений в каждой точке.

Расчет коэффициентов производится по матрице, имеющей вспомогательные столбцы (YX) (Таблица 3.3)

Таблица 3.3 – Расчетная матрица плана полного факторного эксперимента

№ опыта	YX_1	YX_2	YX_3	Y	YX_1X_2	YX_1X_3	YX_2X_3	$YX_1X_2X_3$
1	-11,26	-11,26	-11,26	11,26	11,26	11,26	11,26	-11,26
2	25,44	-25,44	-25,44	25,44	-25,44	-25,44	25,44	25,44
3	-4,76	4,76	-4,76	4,76	-4,76	4,76	-4,76	4,76
4	-20,71	-20,71	20,71	20,71	20,71	-20,71	-20,71	20,71
5	40,24	-40,24	40,24	40,24	-40,24	40,24	-40,24	-40,24
6	9,74	9,74	-9,74	9,74	9,74	-9,74	-9,74	-9,74
7	-12,34	12,34	12,34	12,32	-12,34	-12,34	12,34	-12,34
8	23,76	23,76	23,76	23,76	23,76	23,76	23,76	23,76
$\sum_{j=1}^{8} Y_j X_{ij}$	50,11	-47,05	45,85	148,25	-17,31	11,79	-2,65	1,09

Расчет коэффициентов производится по формулам (3.5-3.8) [92] и их численные значения представлены в таблице 3.4:

$$b_0 = \frac{1}{N}\sum_{j=1}^{N} Y; \tag{3.5}$$

$$b_i = \frac{1}{N}\sum_{j=1}^{N} X_i Y_j; \tag{3.6}$$

$$b_{ik} = \frac{1}{N}\sum_{k=1}^{N} X_{ij} X_{kj} Y_j; \tag{3.7}$$

$$b_{isk} = \frac{1}{N}\sum_{j=1}^{N} X_{ij} X_{sj} X_{kj} Y_j. \tag{3.8}$$

Таблица 3.4 – Коэффициенты уравнения регрессии

Наименование	Значение
b_0	18,5313
b_1	6,2638
b_2	-5,8813
b_3	5,7313
b_{12}	-2,1638
b_{13}	1,4738
b_{23}	-0,3313
b_{123}	0,1363

Для оценки отклонения показателя параметра оптимизации от среднего значения следует вычислить дисперсию воспроизводимости по данным m параллельных наблюдений для каждой серии опытов по формуле [93]:

$$S_{\upsilon}^{2} = \frac{\sum_{i=1}^{m}(\overline{Y}_{\upsilon} - Y_{\upsilon,i})^{2}}{m-1}, \qquad (3.9)$$

где S_{υ}^{2} - дисперсия в серии; i – порядковый номер параллельного опыта в серии; $\overline{Y}_{\upsilon}$ - среднее арифметическое значение показателя параметра оптимизации в m параллельных опытов в точке υ; $\overline{Y}_{\upsilon,i}$ - значение параметра оптимизации в серии; m – 1 – число параллельных опытов в серии.

Результаты расчета дисперсии воиспроизводимости для каждой серии опытов представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Дисперсия воспроизводимости процесса в каждом опыте

№ опыта	Значение выхода m_jв серии опытов					Среднее значение выхода $\overline{Y}$	S_{yj}^{2}
	m_1	m_2	m_3	m_4	m_5		
1	11,24	11,18	11,74	10,58	11,58	11,26	0,2005
2	24,93	25,23	25,67	25,83	25,52	25,44	0,1289
3	5,3	4,77	4,12	4,72	4,88	4,76	0,1793
4	20,41	20,11	21,23	20,48	21,34	20,71	0,2925
5	41,14	39,92	40,25	39,36	40,55	40,24	0,4457
6	9,12	9,76	9,68	10,43	9,71	9,74	0,2164
7	12,42	12,25	11,77	12,29	12,98	12,32	0,1879
8	23,86	23,15	24,01	23,97	23,80	23,76	0,1226

После расчета значений дисперсии отклонения для каждой серии опытов необходимо проверить однородность дисперсий. Для проверки гипотезы однородности дисперсий воспользуемся критерием Кохрена [94], основанного на законе распределения отношения максимальной дисперсии к сумме всех дисперсий.

$$G = \frac{S_{\upsilon(\max)}^{2}}{\sum S_{\upsilon}^{2}}; \qquad (3.10)$$

$$G = \frac{0,4457}{1,7737} = 0,2513.$$

где G – критерий Кохрена; $S_{\upsilon(\max)}^{2}$ - максимальная дисперсия в серии; $\sum_{\upsilon=1}^{N} S_{\upsilon}^{2}$ - сумма всех дисперсий.

Проверка гипотезы о воспроизводимости измерений, заключается в определении того факта, при котором выборочные дисперсии для каждой серии опытов однородны.

Для этого задаем уровень значимости q = 5%, определяем число степеней свободы $V_1 = m - 1$ и $V_2 = N$, находим табличное значение критерия Кохрена $G_{кр}$ [94] при соответствующих степенях свободы.

В таблице 3.6 приведены результаты проверки гипотезы о воспроизводимости измерений, выполненных при проведении эксперимента.

Таблица 3.6 – Проверка однородности дисперсии

Сумма всех дисперсий	$\sum S_{\upsilon}^2$	1,7737
Максимальная дисперсия в серии	$S_{\upsilon\max}^2$	0,4457
Расчетное значение критерия Кохрена	G	0,2513
Уровень значимости	q, %	5
Число степеней свободы	$V_{1в}$	5 -1 = 4
Число степеней свободы	$V_{2в}$	8
Табличное значение критерия Кохрена	$G_{кр}$	0,3595
Проверка однородности дисперсии	$G - G_{кр}$	-0,1082
Вывод		**однородны**

Проведенные расчеты подтверждают однородность дисперсии и в дальнейшем можно использовать среднее значение $S_{\upsilon}^2 = 0{,}2217$.

Табличное значение критерия Стьюдента для принятого уровня значимости q = 5% и числа степеней свободы $V=N(m-1)$ составляет $t_{(32;\,0{,}05)}$=2,0369.

Дисперсия S_{bi}^2 одинаковая для всех коэффициентов составит:

$$S_{bi}^2 = \frac{S_{\upsilon}^2}{N} = \frac{0{,}2217}{8} = 0{,}0277.$$

Критическое значение коэффициентов в уравнении регрессии:

$$|\Delta b| = t_{(V;q)} \cdot S_{bi} = 2{,}0369 \cdot 0{,}1664 = 0{,}34.$$

В случае, когда расчетное значение b_i окажется больше табличного $b_{кр i}$ [92], коэффициент b_i признается значимым. Статистически не значимые коэффициенты отбрасываются без пересчета остальных коэффициентов.

$$b_i \geq b_{кр\ i}. \tag{3.11}$$

Соответственно, по условию (3.11) коэффициенты b_{23} и b_{123}, можно считать незначимыми и исключить из уравнения. Тогда выражение для описания процесса внедрения пики в кембрийскую глину имеет вид:

$$\hat{Y} = b_0 + \hat{b}_1 X_1 + \hat{b}_2 X_2 + \hat{b}_3 X_3 + \hat{b}_{12} X_1 X_2 + \hat{b}_{13} X_1 X_3,$$

где $\hat{Y}$ - математическое ожидание параметра оптимизации (Таблица 3.7); $\hat{b}_i$ - коэффициенты параметров модели; X_i факторы процесса.

Таблица 3.7 – Расчетные значения математического ожидания параметра оптимизации

Наименование	Значение
$\hat{Y}_1$	11,73
$\hat{Y}_2$	25,64
$\hat{Y}_3$	4,29
$\hat{Y}_4$	20,24
$\hat{Y}_5$	40,05
$\hat{Y}_6$	9,55
$\hat{Y}_7$	12,81
$\hat{Y}_8$	23,96

По результатам обработки экспериментальных данных построена математическая модель, описывающая процесс внедрения пики в кембрийскую глину, в которую вошли только значимые коэффициенты:

$$\hat{Y} = 18{,}5313 + 6{,}2638 X_1 - 5{,}8813 X_2 + 5{,}7313 X_3 - 2{,}1638 X_1 X_2 + 1{,}4738 X_1 X_3.$$

Адекватность модели проверяется по критерию Фишера:

$$F = \frac{S_{ad}^2}{S^2\{Y\}}, \tag{3.12}$$

где F – критерий Фишера; S_{ad}^2 - оценка дисперсии адекватности; $S^2\{Y\}$ - дисперсия параметра оптимизации.

$$S_{ad}^2 = \frac{\sum_{j=1}^{N}\left(\bar{y} - \hat{y}\right)_j^2}{N - l}, \tag{3.13}$$

где l – число значимых коэффициентов в «исправленном» уравнении регрессии.

В таблице 3.8 приведены результаты проверки адекватности модели.

Таблица 3.8 – Проверка адекватности модели

Оценка дисперсии адекватности модели	S_{ad}^2	0,51
Расчетное значение критерия Фишера	F	0,43
Уровень значимости	q, %	5
Число степеней свободы	V^1_{ad}	2
Число степеней свободы	V^2_{ad}	24
Табличное значение критерия Фишера	$F_{кр}$	3,40
Разность значений	$F - F_{кр}$	-0,6889
Вывод		**адекватна**

Результаты проверки адекватности модели показали, что модель адекватна.

Результаты расчета позволяют оценить влияние факторов, входящих в модель величины внедрения пики в кембрийскую глину, в интервале значений, заложенных при проведении эксперимента в его основу.

Чтобы осуществить переход от кодированных к физическим переменным, необходимо воспользоваться следующим соотношением [95]:

$$X_i = \frac{x_i - x_{0i}}{\Delta x_i}, \tag{3.14}$$

где x_i, X_i – значение i-го фактора в физических и кодированных переменных соответственно;

x_{0i} – значение i-го фактора на основном уровне, соответствующем центру плана эксперимента;

Δx_i – интервал варьирования i-го фактора.

$$X_1 = \frac{x_1 - x_{01}}{\Delta x_1} = \frac{x_1 - 25}{15} = 0{,}0667x_1 - 1{,}6667;$$

$$X_2 = \frac{x_2 - x_{02}}{\Delta x_2} = \frac{x_2 - 50}{20} = 0{,}05x_2 - 2{,}5;$$

$$X_3 = \frac{x_3 - x_{03}}{\Delta x_3} = \frac{x_3 - 3}{2} = 0{,}5x_3 - 1{,}5.$$

Подставив данные выражения в полученное уравнение регрессии и осуществив приведение подобных членов, получаем окончательную математическую модель изменения величины глубины внедрения пики от параметров энергии удара, угла заточки пики и частоты ударов в натуральном виде, все члены которой значимы, а сама модель адекватна описываема процессу:

$$h = 8{,}866 + 0{,}6312A_{уд} - 0{,}1137\alpha + 1{,}6374n - 0{,}0072A_{уд}\alpha + 0{,}0491A_{уд}n. \quad (3.15)$$

По полученным данным, в среде *Microsoft Excel* 2013, были построены поверхности отклика для углов заострения пик равным 30°; 60° и 70° (рисунок 3.8 – рисунок 3.10).

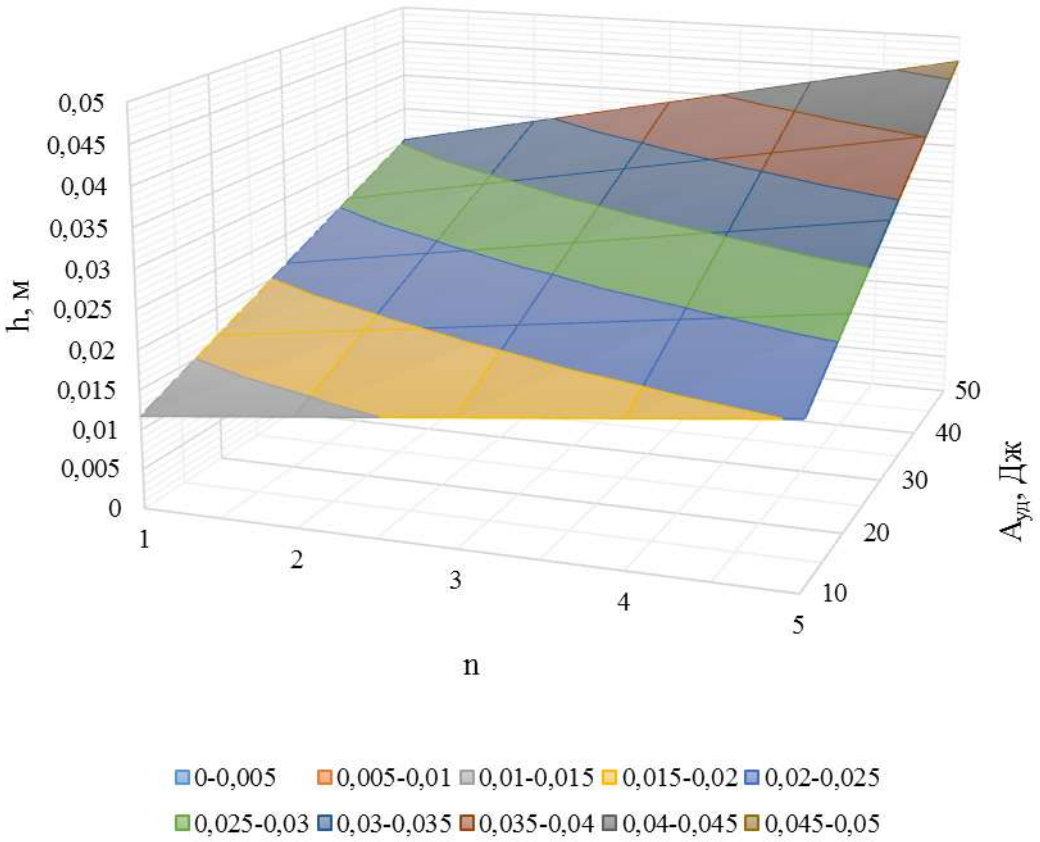


Рисунок 3.8 – Поверхность отклика изменения глубины внедрения пики с углом заточки 30° от параметров энергии и частоты ударов

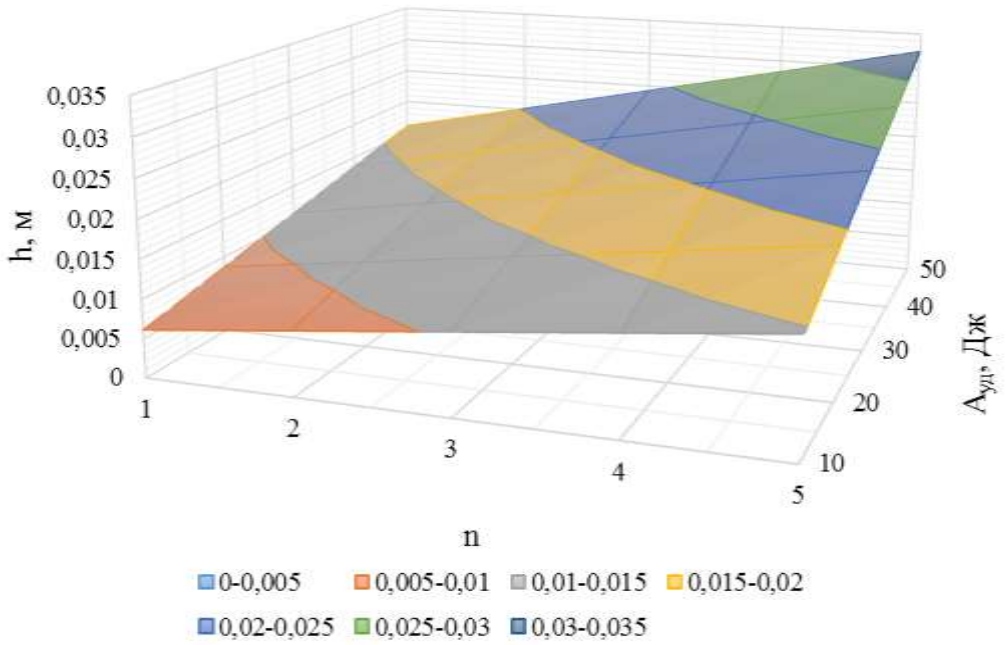


Рисунок 3.9 – Поверхность отклика изменения глубины внедрения пики с углом заточки 60° от параметров энергии и частоты ударов

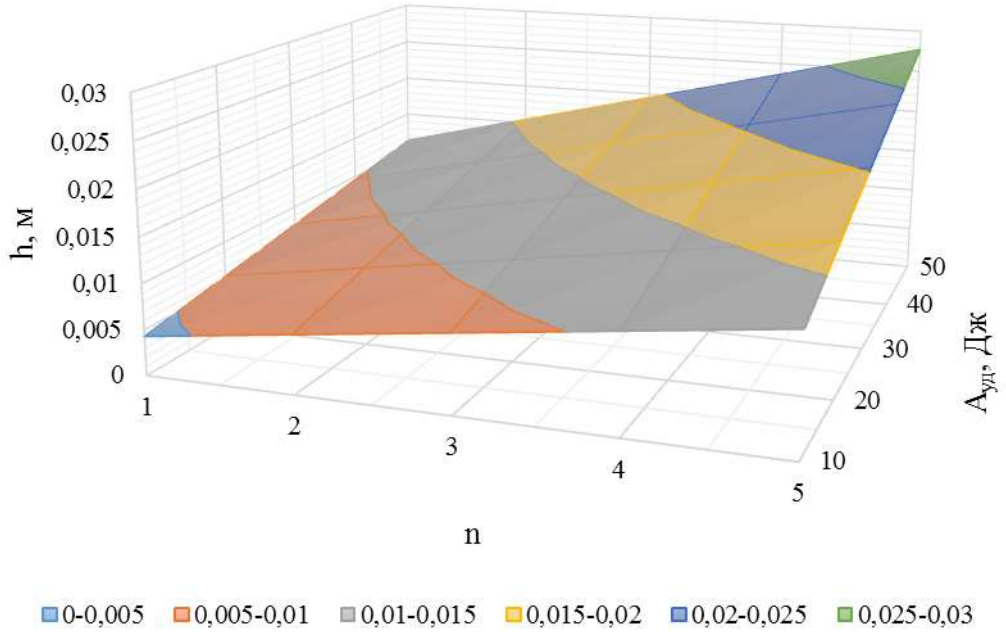


Рисунок 3.10 – Поверхность отклика изменения глубины внедрения пики с углом заточки 70° от параметров энергии и частоты ударов

Поверхности отклика, построенные в факторном пространстве задаваемым координатными осями, по которым откладываются значения факторов и параметров оптимизации, позволяют определить величину внедрения породоразрушающего инструмента (параметр оптимизации) в образцы кембрийской глины для различных количеств и энергии ударов (фактоов) на варьируемом интервале.

3.7 Проведение хронометражных наблюдений операции отбойки кембрийской глины

В сентябре 2014 года были проведены хронометражные наблюдения проходческих работ при сооружении вспомогательных выработок. Проходческие работы велись на шахте Санкт-Петербургского Метростроя при сооружении станции метро «Проспект Славы».

Проведение хронометражных наблюдений можно разделить на три этапа:

1. Определение объекта наблюдений;

2. Второй этап – этап проведения хронометража, который проводится с помощью двух-стрелочного секундомера;

3. Обработка и анализ результатов наблюдений.

На первом этапе хронометражных наблюдений были определены исследуемые объекты, ими были рабочие, имеющие средний по группе уровень выполнения норм выработки за последние 3 месяца и стаж работы свыше 4 лет.

Проведение проходческих работ осуществлялось пневматическими отбойными молотками марки МО-2Б, технические данные которого приведены в таблице 3.9.

Таблица 3.9 – Технические характеристики отбойного молотка

Наименование параметра		Значение
Давление сжатого воздуха, Мпа:	номинальное	0,5
	минимальное	0,3
Энергия единичного удара, Дж, не менее		39
Частота ударов, $с^{-1}$		25
Масса молотка без инструмента, кг не более		8,5
Удельный расход сжатого воздуха, $м^3$/мин, кВт не более		1,5
Длинна молотка без инструмента, мм		565
Длинна инструмента, мм		170 мм
Размер хвостовика:	диаметр, мм	24
	длинна, мм	70

Проведение замеров времени работы отбойными молотками, при сооружении вспомогательных выработок, проводились при помощи электронного секундомера, а также осуществлялась видеосъемка самих работ. Отбойка горной массы осуществлялась при приложении ударной нагрузки в уступ забоя при

установке отбойного молотка как вдоль, так и вкрест напластования кембрийской глины (Рисунок 3.11).

Рисунок 3.11 – Отбойка кембрийской глины при сооружении специальных выработок

После проведении серии замеров времени внедрения пики отбойного молотка МО-2Б в отрабатываемую кембрийскую глину была рассчитана зависимость средней величины заглубления породоразрушающего инструмента, с углом заточки 30°, в кембрийскую глину от количества ударов. Данные значения были сопоставлены с графиком, полученным в результате экстраполяции экспериментальных данных зависимости среднего заглубления пики с углом заточки 30° в образцы кембрийской глины от количества ударов (рисунок 3.12).

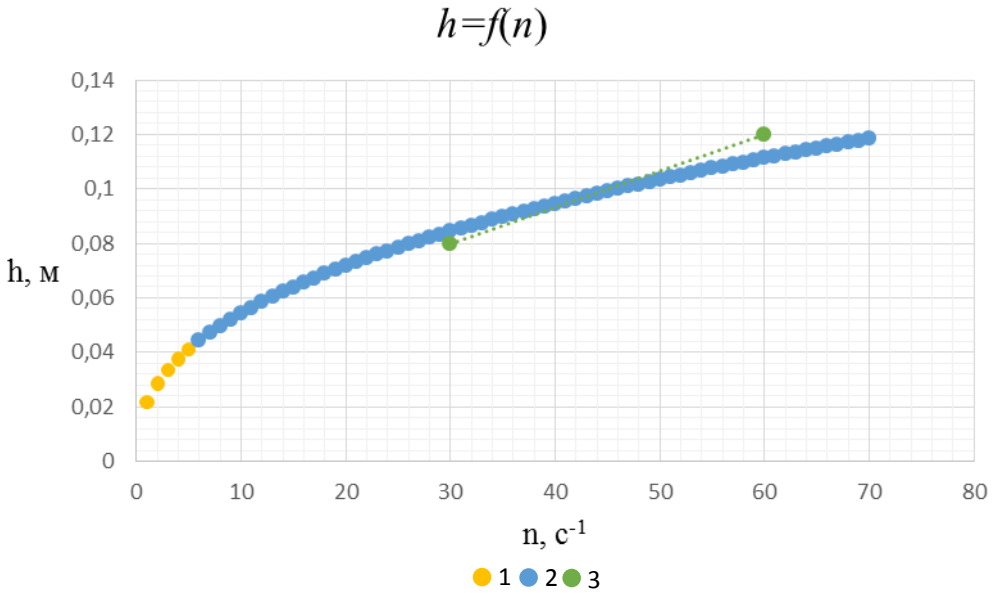


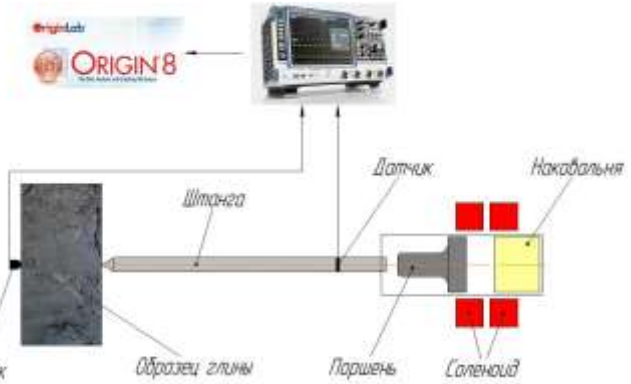
Рисунок 3.12 – Зависимости среднего заглубления пики с углом заточки 30° в образцы кембрийской глины от количества ударов: 1 – график полученный по экспериментальным данным; 2 – график полученный в результате экстраполяции графика 1; 3 – график полученный по хронометражным наблюдениям

3.8 Исследование распространения ударных волн в глине

Эффективность силового воздействия породразрушающего инструмента на массив горной породы зависит от ряда факторов, в том числе – способа передачи энергии удара и особенностей изменения напряженного состояния массива. Изучение механизма формирования нестационарного поля напряжений в нагружаемом материале представляется важным для выбора параметров ударно-скалывающего исполнительного органа.

Испытательный стенд (рисунок 3.13) выполнен на базе электрического перфоратора *Dauer*, закрепленного на станине, изготовленной из двух швеллеров. В качестве испытуемой горной породы применялись образцы кембрийской глины. Ударные импульсы регистрировались пьезодатчиком установленным на образце испытуемой породы. Сигнал с датчика поступал на осциллограф фирмы *Textronic*, подключенный к ПК с соответствующим программным обеспечением, позволяющим производить необходимые измерения, как в графической, так и в аналитической форме. Синхронизация осциллографа осуществлялась сигналом с датчика, установленного на штанге.

а)



б)

Рисунок 3.13 – Установка для исследования распространения ударных волн в глине:
а) принципиальная схема стенда; б) фотография стенда

Конструкция стенда представляет собой металлическую трубку, на которой установлена сдвоенная катушка соленоида для обеспечения рабочего и холостого хода поршня-ударника, находящегося внутри трубки. В конце рабочего хода находится наковальня, упирающаяся в демпфирующие пружины, предназначенные для защиты корпуса перфоратора от воздействия поршня-ударника в конце холостого хода. С другой стороны металлической трубки находится узел, предназначенный для установки хвостовика перфоратора, в который устанавливается штанга. С обратной стороны штанги предусмотрено отверстие для крепления в ней пик. Пики выполнены из стали 40 и имеют различные углы заточки α = 30º; 60º; 70º; 80º; 90º (рисунок 3.14).

Рисунок 3.14 – Набор сменных пик

Управление работой перфоратора производится специальным блоком, который выполнен на полупроводниковых элементах. Блок управления позволяет производить измерения как единичного удара, так и серии ударов.

3.8.1 Методика проведения испытаний по определению распространения ударных волн в глине

Перед началом проведения экспериментальных исследований на подвижную каретку для испытуемых образцов горной породы устанавливается подготовленный образец кембрийской глины, физико-механические свойства которого указаны в разделе 3.3.2. Испытуемый образец представляет собой

параллелепипед с размерами 150x150x100 мм и предварительно выровненными гранями для уменьшения влияния переотраженных волн между поверхностями датчика и образца.

В штангу перфоратора экспериментальной установки крепится пика, а подвижная каретка с испытуемым образцом кембрийской глины подводится к последней.

После сборки и установки всех деталей, необходимых для проведения эксперимента, производится подключение двух пьезодатчиков, один из которых крепится с тыльной стороны образца горной породы, а второй размещается на штанге экспериментальной установки. Установка датчика на штанге обуславливалась необходимостью определения момента удара по образцу. Посредством коаксиальных кабелей датчики подключены к осциллографу, который производит оцифровку в реальном времени. После подключения датчиков производится настройка осциллографа посредством его программного обеспечения, в соответствии с выбранным режимом работы перфоратора.

Перед началом измерений поршень-ударник отводится в крайнее положение холостого хода.

Для реализации единичного удара необходимо установить соответствующий режим работы перфоратора путем включения тумблера, расположенного на блоке управления в положение удар, и установить на осциллографе режим записи волнового процесса, возникающего в штанге перфоратора и испытуемом образце кембрийской глины. Далее разрядить конденсаторную батарею на соленоид рабочего хода, посредством нажатия клавиши «Пуск», т.е. произвести удар поршня-ударника в торец штанги, посредством которой происходит внедрение пики в кембрийскую глину.

Впоследствии возникшие волновые процессы в штанге и в испытуемом образце регистрируется пьезодатчиками. Полученная информация выводится на дисплей осциллографа в графическом режиме. Далее производится запись полученной информации в графические файлы и файлы данных для дальнейшей аналитической обработки.

3.8.2 Анализ осциллограмм ударных процессов

В результате проведения экспериментов были осуществлены замеры по распространению ударной волны в испытуемом образце кембрийской глины. Замеры осуществлялись после каждого единичного удара, входящего в серию ударов. При разрушении глин использовались пики с различными углами заточки α = 30º; 60º; 70º; 80º; 90º. По полученным данным в ходе эксперимента, с использованием программы *OriginLab*, были построены графики зависимостей, представленные на рисунках 3.15 – 3.18.

На рисунке 3.15а представлена осциллограмма распространения ударного импульса во времени на инструменте (черный цвет) и в образце кембрийской глины (красный цвет) при нанесении удара пикой с углом заточки равному 180º. Как отмечалось ранее, сигнал на инструменте был необходим для синхронизации датчика, установленного на глине.

После нанесения серии ударов n = 13 была построена зависимость амплитудных значений от количества ударов (рисунок 3.15, б). Из графика видно, что амплитудные показатели в зависимости от количества ударов остаются неизменными.

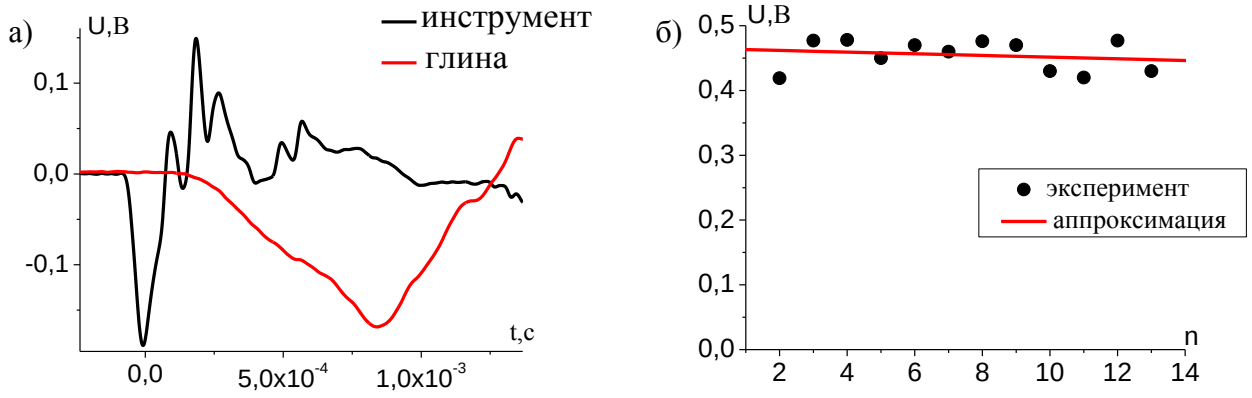


Рисунок 3.15 – Сигналы, полученные при разрушении глины плоским ударником (α = 90º): а) осциллограмма распространения ударного импульса в штанге и образце кембрийской глины; б) график зависимости амплитудных значений от количества ударов

На рисунке 3.16 представлены нормализованные графики зависимости амплитудных значений показаний датчика и величин заглубления от количества ударов для различных углов заточки пики, для последующего качественного

анализа. Из полученных зависимостей следует, что амплитудные значения ударного импульса меняются прямо пропорционально изменениям величины внедрения пики от количества ударов.

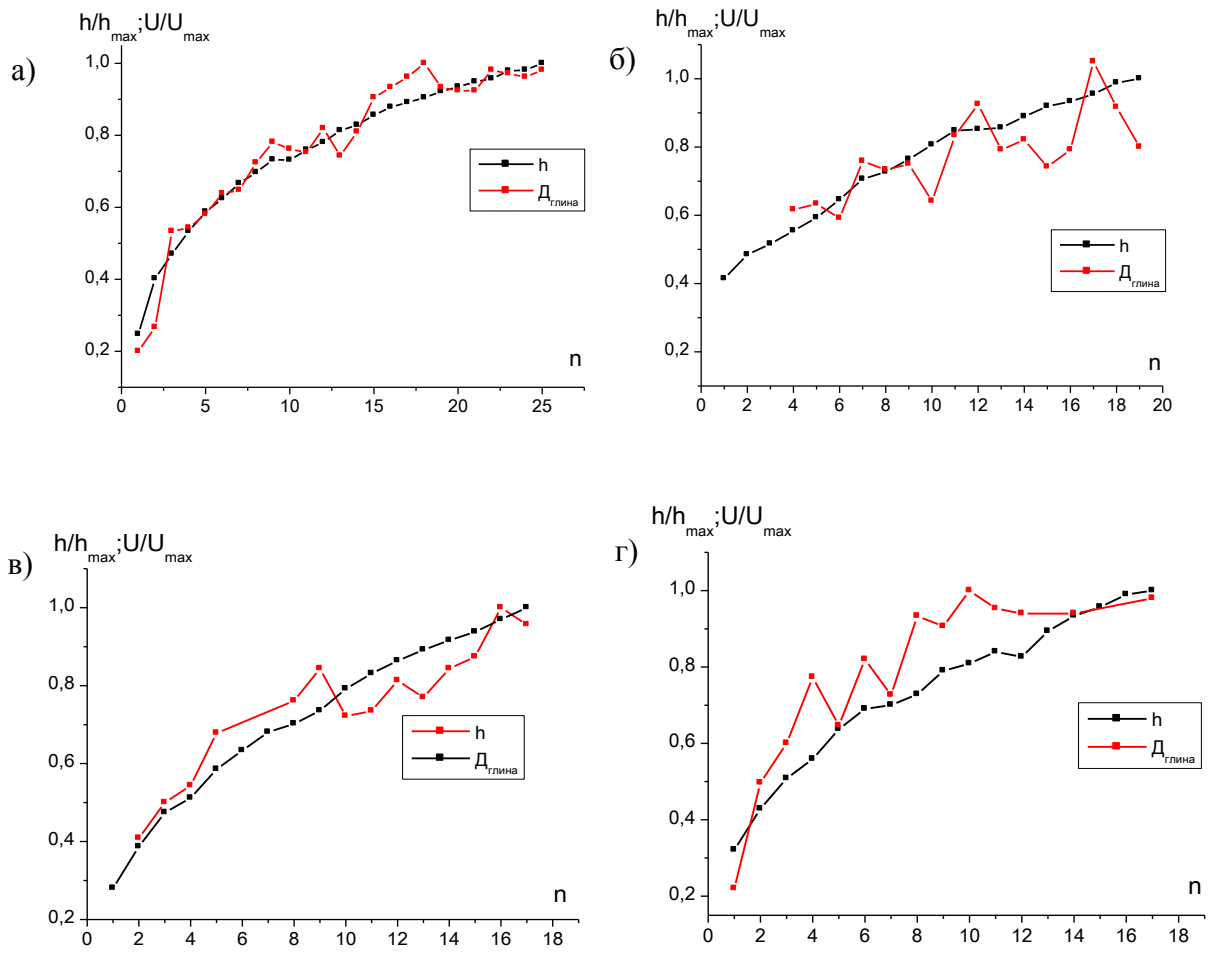


Рисунок 3.16 – Нормализованные график зависимости амплитудных значений и величин заглубления от количества ударов для различных углов заточки пики: а) α = 30º; б) α = 60º; в) α = 70º; г) α = 80º

Изменение величины внедрения пики в образцы кембрийской (рисунок 3.17) глины происходит по степенному закону, данное обстоятельство связано с тем, что перед инструментом образуется уплотненные эллипсоидальные зоны разрушения породы. В процессе нанесения последующих ударов данные зоны развиваются вглубь образца, увеличиваясь в размерах. После достижения предельного напряженного состояния на границе большей из зон возникает трещина отрыва, которая прорастает через ось нагружения и смыкается со второй зоной, разрушая испытуемый образец. Таким образом, ударная энергия

расходуется не на внедрение инструмента (пики) в образец горной породы, а на формирования трещин и сколов. Данное обстоятельство подтверждается спектральным анализом (рисунок 3.18), который позволяет определить изменение структуры испытуемого образца после удара.

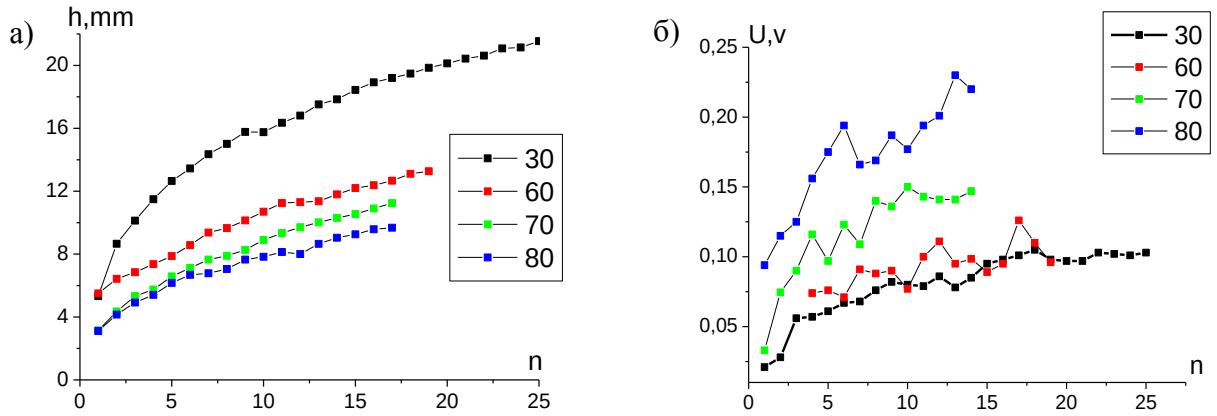


Рисунок 3.17 – Графики зависимостей заглубления (а) и амплитудных значений (б) от количества ударов для различных углов заточки пики

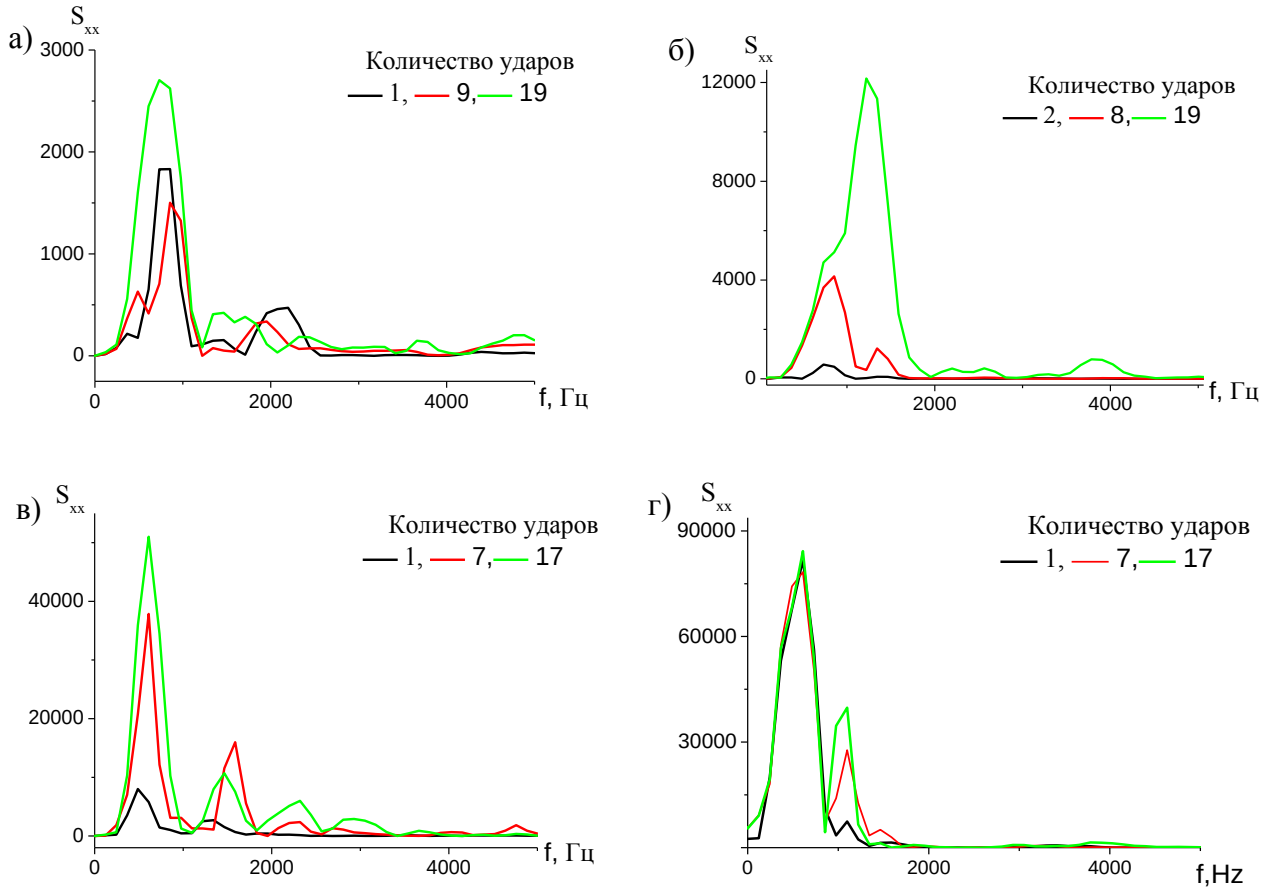


Рисунок 3.18 – Спектральные диаграммы для различных углов заточки пики: а) α = 30º; б) α = 60º; в) α = 70º; г) α = 80º

Увеличение высокочастотной составляющей спектра, с увеличением количеств ударов, свидетельствует о возникновении ядра уплотнения перед инструментом.

Выше представленные осциллограммы физически описывают изменение процесса формирования зоны уплотнения в зависимости от угла заточки породоразрушающего инструмента. Увеличение угла заострения пики приводит к увеличению величины сигнала давления, регистрируемого датчиком, установленным на тыльной стороне глины (рисунок 3.17, б), а при малых значениях угла заострения инструмента она уменьшается. Таким образом, можно сделать вывод, что при уменьшении угла заточки, передаваемая энергия удара инструменту расходуется на внедрение пики в образцы кембрийской глины, а при увеличении угла заострения величина внедрения снижается, но при этом увеличивается интенсивность формирования ядра уплотнения и трещинообразования.

3.8.3 Калибровка датчика давления, устанавливаемого на испытуемых образцах кембрийских глин

Калибровка датчика проводилась в соответствии с ГОСТ ИСО 5347-2-972012 [100].

При калибровке датчика для создания ударных ускорений применялся ударный стенд, основанный на принципе действия баллистического метода измерений амплитуды колебаний. На рисунке 3.19 показана принципиальная схема работы калибровочного стенда.

Ударный стенд состоит из двух масс «молота» и «наковальни». Молот представляет собой стальную болванку, ударный конец которой имеет полусферическую форму, а другой конец снабжен механизмом для стопорения в отведенном состоянии. Наковальня изготовлена из стальной болванки, на которой со стороны, обращенной к молоту, закреплен демпфирующий диск из текстолита. С противоположной стороны на наковальне имеется резьбовое гнездо под градуируемый датчик, представленный в виде пьезопленки ПВДФ толщиной 30

мкм. При калибровке молот поднимается на некоторую заданную высоту (h = 825 мм) и стопорится, в нужный момент он освобождается от зацепления и ударяет по наковальне. При ударе возникает импульс ускорения, величина и длительность которого определяются высотой падения молота и жесткостью прокладки.

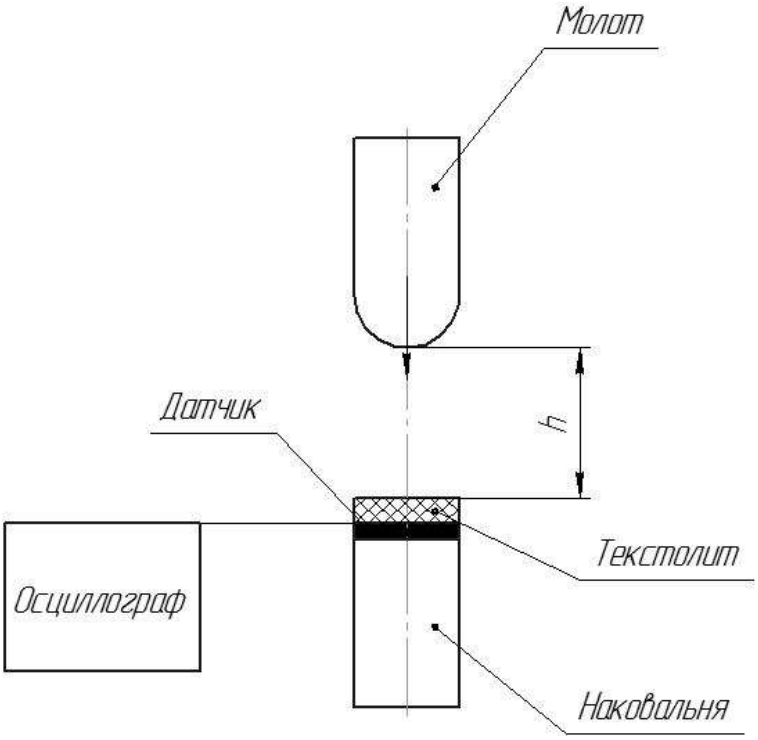


Рисунок 3.19 – Схема ударной установки для калибровки датчика

Зная плотность соударяемых тел ($\rho_{тек}$, $\rho_{ст}$) и скорость распространения звука в этих телах ($c_{тек}$, $c_{ст}$), а также скорость молота ($\upsilon_{мол}$) в момент соударения и коэффициент передачи энергии удара (k) от стального стержня в текстолит можно рассчитать напряжение в текстолите возникающее при нанесении по нему удара стальным стержнем.

$$\sigma = \rho_{тек} \cdot \upsilon_{мол} \cdot k \cdot c_{тек} \qquad (3.16)$$

Напряжение в текстолите, рассчитанное по формуле (3.16) равняется 12,3 МПа, что соответствует амплитуде импульса, регистрируемой датчиком при соударении «молота» и «наковальни» равной 6,3 В (рисунок 3.20). Таким образом, коэффициент тарировки рассчитывается по формуле: $k_т = \frac{\sigma}{U} = \frac{12{,}3}{6{,}3} = 1{,}95$ МПа/В.

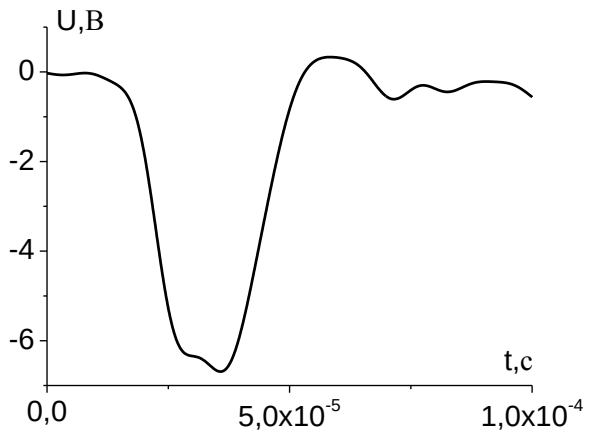


Рисунок 3.20 – Импульс датчика при его калибровке

Используя тарировочный коэффициент, осуществлен перевод графиков амплитудных значений в зависимости от количества ударов для различных углов заточки пики (рисунок 3.21).

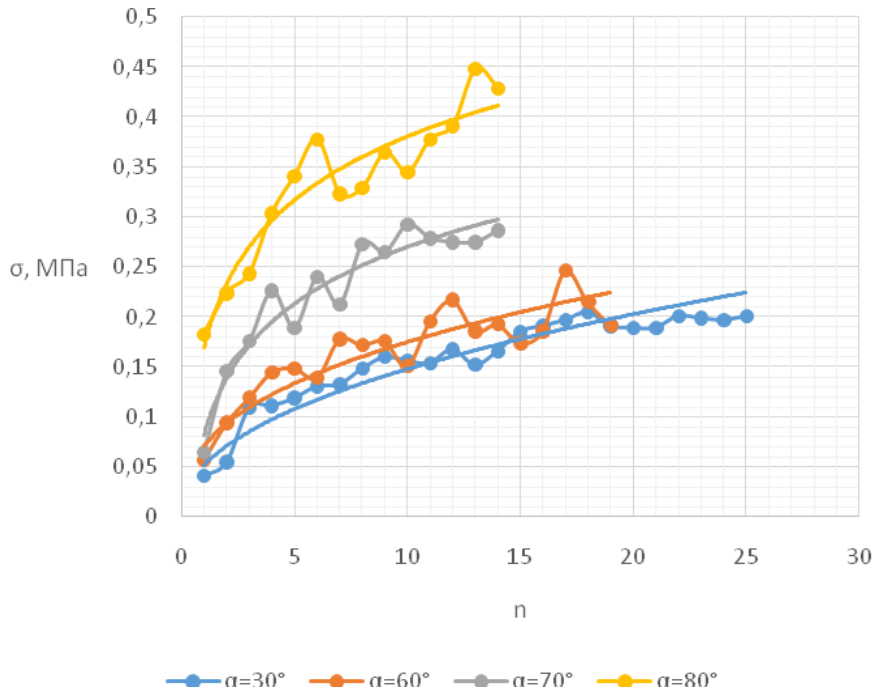


Рисунок 3.21 – Графики напряжений на тыльной стороне образца глины кембрийской глины в зависимости от количества ударов для различных углов заточки пики

Стендовые исследования показали, что датчики, расположенные за исследуемыми образцами глины, для различных толщин образцов (20-100 мм) дает характер изменения волн сжатия в массиве затухающих по экспоненциальному закону функции от расстояния и аппроксимируется зависимостью вида $\sigma(h) = \sigma_0 \cdot e^{-0,055h}$ (рисунок 3.22).

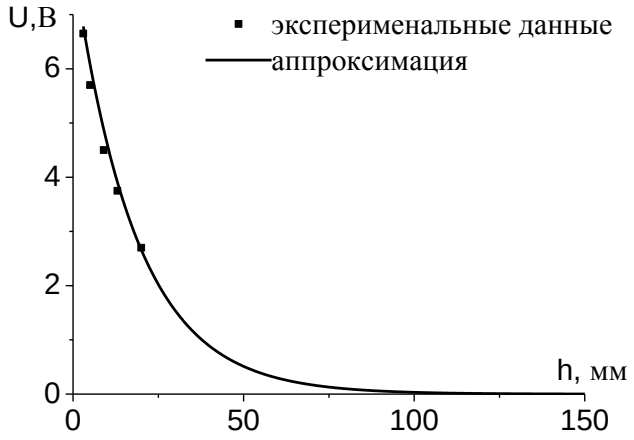
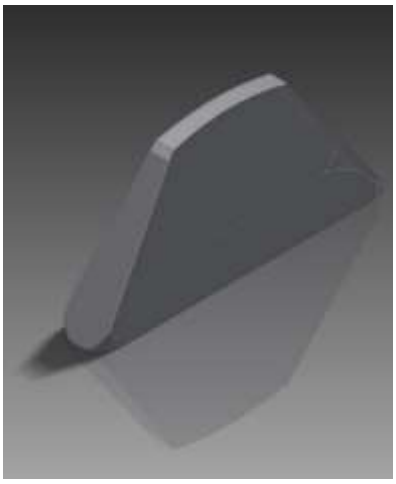


Рисунок 3.22 – Затухание плоской волны в глине

С учетом масс стандартных ударников 2 кг, скорости звука в глине 1750 м/с и продолжительностью ударного импульса 40-100 мкс (рисунок 3.15, а), минимальное расстояние на котором гарантированно происходит наложение ударных волн, создаваемых породоразрушающими инструментами ударников, работающими под углом и направленных на встречу друг к другу составляет 200-300 мм. Это согласуется с данными хронометражных наблюдений и опросам опытных проходчиков.

Такие данные позволяют для глины стандартной влажности, трещиноватости и блочности получить объемы единичного выкола при работе сдвоенными ударниками по выровненной поверхности (рисунок 3.24, а) и с уступа (рисунок 3.24, б).

а)



б)

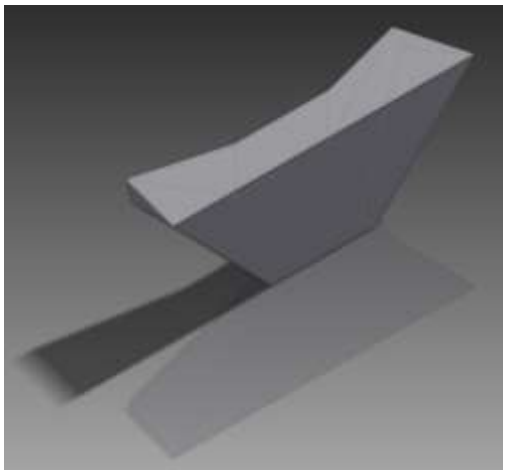


Рисунок 3.23 – Объемы выкалываемой породы при отбойке глины сдвоенными ударниками: а) при сплошном забое; б) при работе с уступа

Для длин пик $l_{\text{пик}_{\max}} = 300$ мм и ударников, представленных в виде отбойных молотков типа МО-2Б, получить среднее значение объемов единичного выкола, составляющих соответственно $V_1 = 0{,}0085$ м^3; $V_2 = 0{,}011$ м^3.

При отбойке верхнего участка забоя (например, для технологии, представленной на рисунке 1.5) для глин различной крепости (с учетом твердых включений) график производительности от крепости породы, показанный на рисунке 2.12, требует корректировки, так как объемы, указанные на рисунке превышают объемы, образуемые от суммирования работы двух индивидуальных ударников.

Сравнение объемов за один скол двух индивидуальных ударников и ударников, работающих совместно на манипуляторе, дают разную производительность, причем можно использовать график производительности 2.13 с учетом коэффициента увеличения равного $K_{\text{ув}} = 1{,}31$. Также для разрушения массива кембрийских глин при необходимости наличия ударников малых габаритов могут быть использованы ударные системы «поршень-боек-штанга», при применении которых, увеличивается расстояние между внедренными в массив породоразрушающими инструментами по причине увеличения количества ударных фронтов единичного импульса, обуславливающих интенсификацию разрушения забоя, при этом величина заглубления таких систем на 15% превышает заглубление стандартного ударника [17, 31, 32, 37, 97].

3.9 Выводы по главе 3

На основе экспериментальных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Экспериментально подтверждена зависимость фактического заглубления пики в глину от числа ударов. Эта зависимость выражается функцией $h = k \cdot n^{\beta}$, причем показатель степени для различных углов заострения составляет:

- для α = 30° показатель степени β = 0,39;

- для $\alpha = 60°$ показатель степени $\beta = 0{,}45$;
- для $\alpha = 70°$ показатель степени $\beta = 0{,}55$.

2. Полный факторный эксперимент исследования функции изменения величины глубины внедрения пики от параметров энергии удара, угла заточки пики и частоты ударов выражается полиномом, где наиболее значимыми факторами являются частота ударов и их энергия.

3. Установлены продолжительности ударных импульсов и снижение напряжения вокруг заглубляющийся пики от величины заглубления в массив. Величины напряжения на фронте волны в массиве снижаются по экспоненциальной зависимости с показателем экспоненты $-0{,}055h$.

4. Установлено что работа сдвоенных пик с углом предварительного прижатия к забою 70 градусов позволяет получить выкол сложной формы, превышающий по объему удвоенный объем от работы индивидуальных ударников. При этом коэффициент повышения производительности составляет 1,31.

ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИЙ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ ЭФФЕКТИВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА КЕМБРИЙСКИХ ГЛИН

Поскольку забои шахт Санкт-Петербурга представлены слабоустойчивыми породами (см. раздел 1.1), а в тоннелях южных направлений преобладает сухая глина (*f* до 3), включающая пропластки крепких пород (закварцованный песчаник, например, в забоях шахты у станции «Обводный канал») по напластованию через 50÷100 мм, в результате теоретических и экспериментальных исследований предлагаются конструкции ударников, которые следует применять для разрушения таких глин. На основе разработанных ударников предложены конструкции проходческих комплексов, устраняющих ручной труд при проведении вспомогательных выработок на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя.

4.1 Конструкция ударника исполнительного органа проходческого комплекса

Как указывалось в разделе 3.8.3, использование ударных систем «поршень-боек-инструмент» позволяют интенсифицировать отбойку глин. Для этого целесообразно использование пневмоударника на базе перфоратора, способного работать в режимах удара или бурения. На рисунке 4.1 показана схема взаимодействия основных узлов ударного устройства перфоратора-ударника, который может эффективно использоваться для разрушения глин [101].

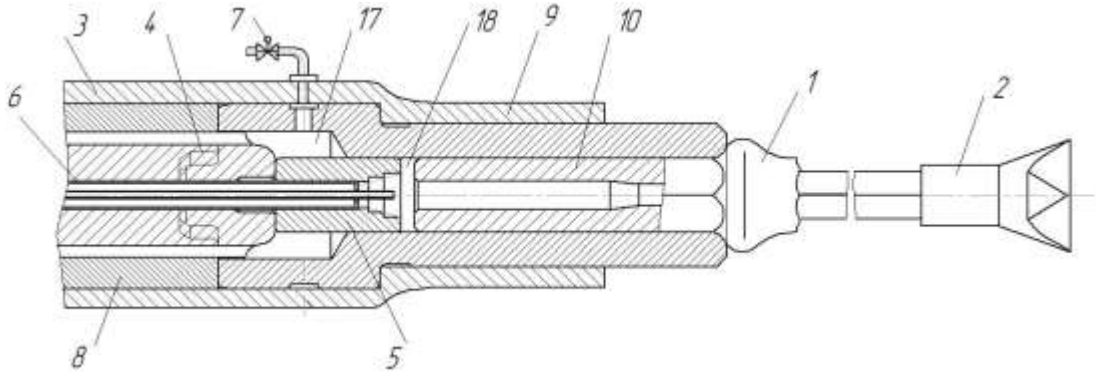


Рисунок 4.1 – Перфоратор в момент удара основного бойка по вспомогательному

Перфоратор содержит штангу 1, с закрепленной на ней коронкой 2, корпус 3, с размещенным в нем поворотным механизмом, сдвоенный ударник, состоящий из основного 4 и вспомогательного 5 бойков, воздухораспределительную систему, включающую воздухоподающую трубку 6, регулировочный вентиль 7, поворотную 8 и концевую 9 буксы, в последнюю входит хвостовик 10 штанги1.

Вспомогательный боек 5 (рисунок 4.2, а) имеет внутреннюю полость, состоящую из двух частей. Расширяющуюся полость 11 длиной L_1 со стороны штанги и цилиндрическую полость 12 длиной L_2 со стороны основного бойка, при этом длина полости $L_2>2L_1$, а ее диаметр $D_1<0{,}5D$ (D – диаметр вспомогательного бойка 5). Полость 12 со стороны основного бойка связана с наружной поверхностью воздухоподающей трубки 6 (рисунок 4.2, б), центрирующей соударяющиеся боек 5 и штангу 1 (рисунок 4.2, в). Торец воздухоподающей трубки (рисунок 4.3) имеет не менее четырех отверстий 13, оси которых 14 касательны выступам 15 расширяющейся части вспомогательного бойка и центральное отверстие 16 для подачи воды или воздуха (рисунок 4.3, б).

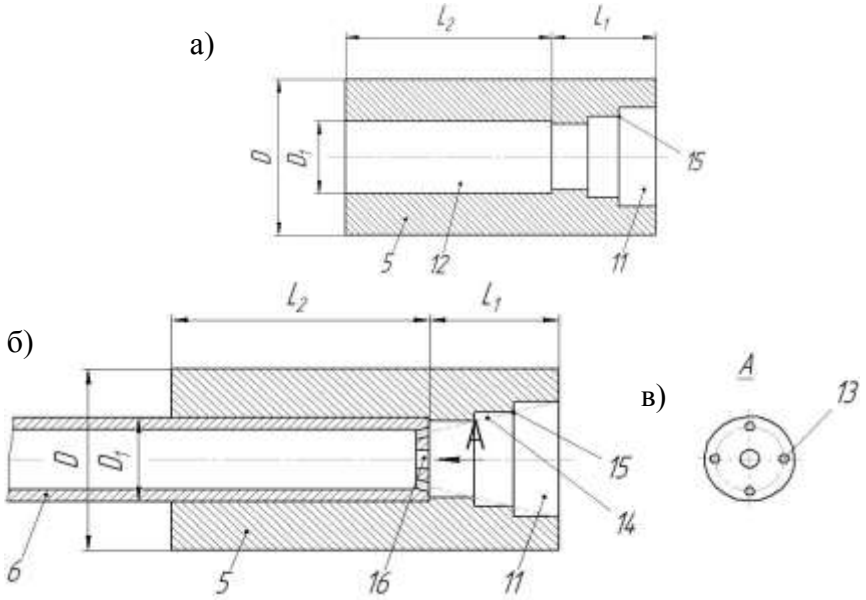


Рисунок 4.2 – Вспомогательный боек: а) вспомогательный боек; б) вспомогательный боек в соединении с воздухоподающей трубкой; в) вид на торец воздухоподающей трубки

Работа перфоратора осуществляется следующим образом: воздух из воздухораспределительной системы поступает в рабочую полость 17 перфоратора, давит на основной боек 4 и заставляет его двигаться слева навстречу вспомогательному бойку 5 и штанги 1. При этом основной боек 4 наносит удар по

вспомогательному бойку 5 (рисунок 4.1), который, получив ударную энергию, отскакивает от него со скоростью большей, чем скорость основного бойка 4 и самостоятельно наносит удар в торец 18 штанги 1 (рисунок 4.4, в). Движение бойка 5 осуществляется относительно поверхности воздухоподающей трубки 6. Так как $L_2>2L_1$, то весь путь до соприкосновения с торцом 18 штанги 1 вспомогательный боек совершает, находясь в контакте с поверхностью воздухоподающей трубки, которая надежно фиксирует его в осевом направлении относительно буксы 9, что исключает возможность его перекоса относительно поверхности буксы 9 и, как следствие, нанесение внецентренного «косого» удара, заклинивания в буксе и нарушения процесса «дребезга».

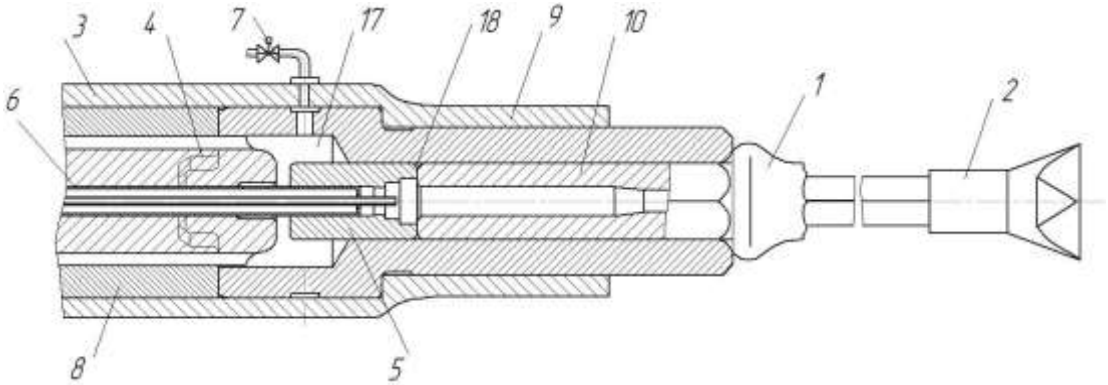


Рисунок 4.3 – Перфоратор в конце рабочего хода

Поскольку боек перемещается строго вдоль своей продольной оси и надежно центрируется воздухоподающей трубкой, то воздух воздействует только на торцевую поверхность бойка.

С целью исключения «слипания» (рисунок 4.1 и рисунок 4.3) вспомогательного бойка 5 и штанги 1 и обеспечения надежного отскока бойка от штанги в конце рабочего хода давление в полости со стороны штанги должно быть больше, чем давление со стороны основного бойка, что обеспечивается наличием в воздухоподающей трубке не менее четырех отверстий оси, которых касательны выступам расширяющейся части вспомогательного бойка и центральное отверстие для подачи воды или воздуха для продувки шпура. При этом давление со стороны основного бойка регулируется вентилем 7.

В конце рабочего хода (рисунок 4.3) вспомогательный боек за счет обеспечения разности давлений отскакивает от штанги и движется в обратном

направлении, скользя по поверхности воздухоподающей трубки, навстречу основному бойку, продолжающему свой ход на встречу штанге. Далее процесс повторяется. Возникает эффект «дребезга», состоящий из серии повторяющихся кратковременных соударений вспомогательного бойка 5 со сближающимися основным бойком 4 и штангой 1.

В настоящее время указанная конструкция ударника имеет заявку на получение патента. Предлагается использовать ударники аналогичной конструкции в проходческих комплексах.

4.2 Конструкция и принцип работы сдвоенного ударного исполнительного органа

На рисунке 4.4 представлен предлагаемый исполнительный орган ударного действия, который состоит из корпуса 1 с расположенной на нем передвижной платформой 2. Внутри корпуса 1 располагается шариковинтовая передача, которая состоит из винта 3 и перемещающейся по нему гайки 4. При вращении, мотор-редуктором 5 винта 3 происходит поступательное перемещение гайки 4, которая жестко закреплена с передвижной платформой. Передвигаемая гайкой 4 платформа 2 своими направляющими 6 скользит по желобам 7 расположенными в корпусе исполнительного органа, тем самым осуществляя подачу исполнительного органа на забой (рисунок 4.4, г – рисунок 4.4, ж).

На передвижной платформе расположены две оси вращения, на которых через подшипники 8 устанавливаются два пневмоцилиндра 9, поршнями которых являются модифицированные отбойные молотки МО-2Б (позиция 10), при этом расстояние между пневмоцилиндрами находятся в диапазоне на котором гарантировано происходит наложение друг на друга распространяемых в кембрийской глине ударных волн, создаваемых внедренными в массив породоразрушающими инструментами (раздел 3.6.3). Модификация отбойных молотков заключается в замене рукояти на поршневую головку 11 и установке направляющих 12 для центрирования молотков в пневмоцилиндре 9.

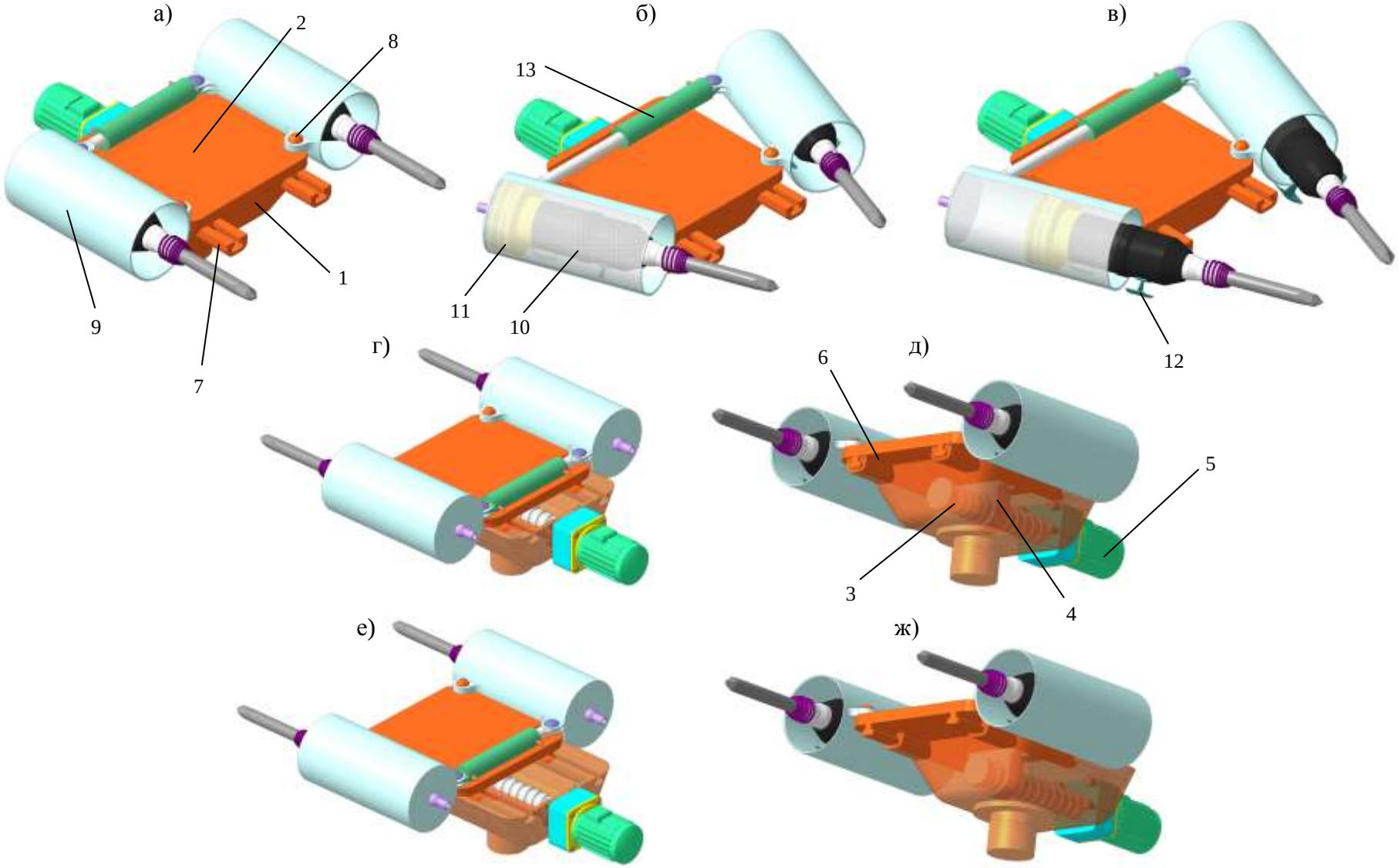


Рисунок 4.4 – Сдвоенный ударный исполнительный орган: а) начальное положение; б) раздвигание отбойных молотков; в) подача на забой отбойных молотков; г), д), е), ж) подача исполнительного органа на забой

При отработке массива кембрийских глин для возможности изменения угла внедрения пневмомолотков (рисунок 4.4, б) в сдвоенном ударном исполнительном органе предусмотрен одноштоковый гидроцилиндр 13, который установлен в корпус передвижной платформы.

При подаче эмульсии в поршневую часть происходит раздвигание гидроцилиндра 13, который шарнирно закреплен с пневмоцелиндрами 9, где располагаются молотки МО-2Б. Для реализации создания усилия подачи отбойных молотков необходимо осуществить нагнетание воздуха в поршневую часть пневмоцилиндра 9 (рисунок 4.4, в). После внедрения породоразрушающего инструмента в массив и впоследствии образования выкола породы пневмоцилиндры возвращаются в первоначальное положение.

Задвигание отбойных молотков осуществляется при их упоре породоразрушающим инструментом в массив отрабатываемой породы и подачей исполнительного органа на забой. Далее осуществляется переустановка исполнительного органа на новое место отработки забоя и цикл повторяется.

4.3 Компоновочная схема проходческого комплекса с тюбинговой крепью для проведения вспомогательных выработок

Проходческий комплекс для проведения вспомогательных выработок с тюбинговой крепью разработан для обеспечения четкого оконтуривания призабойной зоны у кровли выработки для упрощения процесса установки тюбингов и извлечения отбитой породы.

Комплекс для проведения вспомогательных выработок (рисунок 4.5) включает себя крепеустановщик 1, отбойно-погрузочную машину 2, П-образную раму 3.

Технологическая тележка, крепеустановщика 1, содержит портальную раму 4, опирающуюся на механизм перемещения от УБК2М-14 (лыжи). Рама 4 состоит из четырех стоек закрепленных на верхней платформе 5, центральных 6, средних 7 и боковых 8 выдвижных площадок, установленных с двух сторон портала. Для перемещения площадок в конструкции портальной рабы предусмотрены

гидроцилиндры 9, с рабочим ходом поршня равным 1000 мм. На горизонтальных балках портальной рамы 4 установлены опоры 10, на которые подвижно подвешивается монорельс 11, по которому перемещается электроталь 12. Монорельс 11 имеет возвратно-поступательное движение с ходом 1000 мм, осуществляемое с помощью гидроцилиндра.

На верхней платформе 5 размещаются энергетические установки комплекса и пульты управления. Место установки пультов обеспечивает хороший обзор основных рабочих операций.

В передней части технологической тележки установлен манипулятор 13 для монтажа тюбинговой обделки, которая по монорельсу с электросталью 6 доставляется в зону укладки и далее с помощью манипулятора крепится и составляется в тюбинговой кольцо.

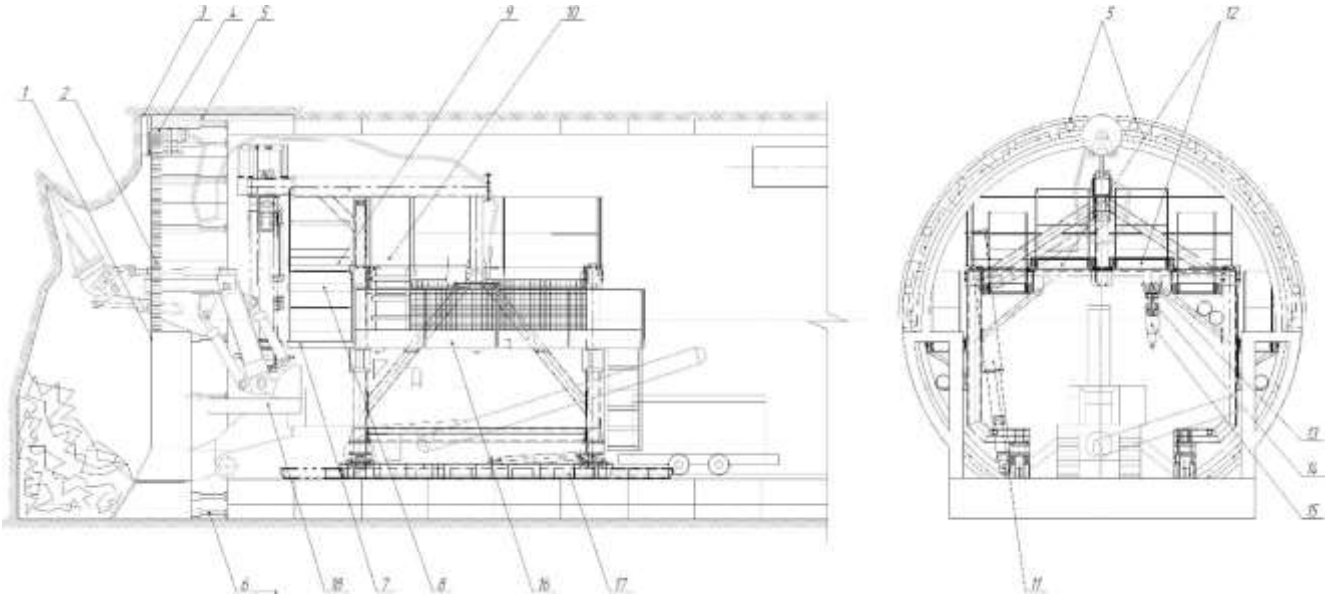


Рисунок 4.5 – Общий вид проходческого комплекса

П-образная рама (рисунок 4.5) состоит из основания 14, на котором устанавливаются металлические стойки 15. На металлических стойках 15 монтируется цевочная рейка 16, выполненная в идее арки, в зацеплении с которой находится вал шестерня 17, передающий вращение от мотора-редуктора 18 резцовому диску 19.

На моторе-редукторе 18, через жесткое крепление 20, располагаются ролики 21, которые при перемещении мотора, в результате обкатки вала шестерни 17 по

цевочной рейке 16 перекатываются по корпусу цевочной рейки, выполненному из двутавра. Тем самым, происходит фиксация всего механизма в пространстве, за исключением вращательно-поступательного движения вдоль забоя.

Для подержания кровли отработанного пространства в проходческом комплексе предусмотрены выдвижные шандоры, которые состоят из козырька 22, выполненного из листовой стали толщиной 7 мм и гидроцилиндра передвижки 23.

Отбойно-погрузочная машина 2 выполнена на базе комбайна 4ПУ, стрела с резцовой головкой заменена на ударник, например, в соответствии с конструкцией, указанной в разделе 4.2 для разработки породы и сменным ковшом для подгребания породы на скребковый транспортер.

4.4 Компоновочная схема и принцип работы проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок

При сооружении вспомогательных выработок и станционных тоннелей на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя в большинстве случаев используется метод бесщитовой проходки тоннелей с применением отбойных молотков и механизированного укладчика тоннельной обделки. Данный метод является наиболее трудоемким и наименее выгодным с точки зрения производительности проходческих работ. Также существенным недостатком указанной технологической схемы является постоянное расположение рабочих в зоне повышенной опасности (т.е. в непосредственной близости к забою) в течение большей части цикла проходческих работ и как вследствие вышесказанного растет уровень производственного травматизма и профессиональных заболеваний.

Для механизации операций проходческих работ при проведении вспомогательных выработок и станционных тоннелей с использованием укладчика УТМ, а также повышения производительности и безопасности работ на шахтах Метростроя в условиях кембрийских глин разработано устройство, обеспечивающее достижение поставленных целей (рисунок 4.6; рисунок 4.7).

Комплекс для проведения коротких выработок (Рисунок 4.7) содержит тюбингоукладчик 1, несущую раму 2. Передвижение тюбингоукладчика 1 осуществляется гидроцилиндрами 3 (механизмом перемещения тюбингоукладчика). Тюбингоукладчик 1 снабжен поворотным телескопическим рычагом 4, установленным на несущей раме 2 тюбингоукладчика. На одном из концов поворотного рычага 4 расположен захват 5 для возможности крепления и установки тюбинга в кольцо обделки. В противоположной стороне от захвата 5 на поворотном рычаге 4 устанавливается сдвоенный ударный исполнительный орган 6. В качестве исполнительного органа в проходческом комплексе используется сдвоенная ударная система.

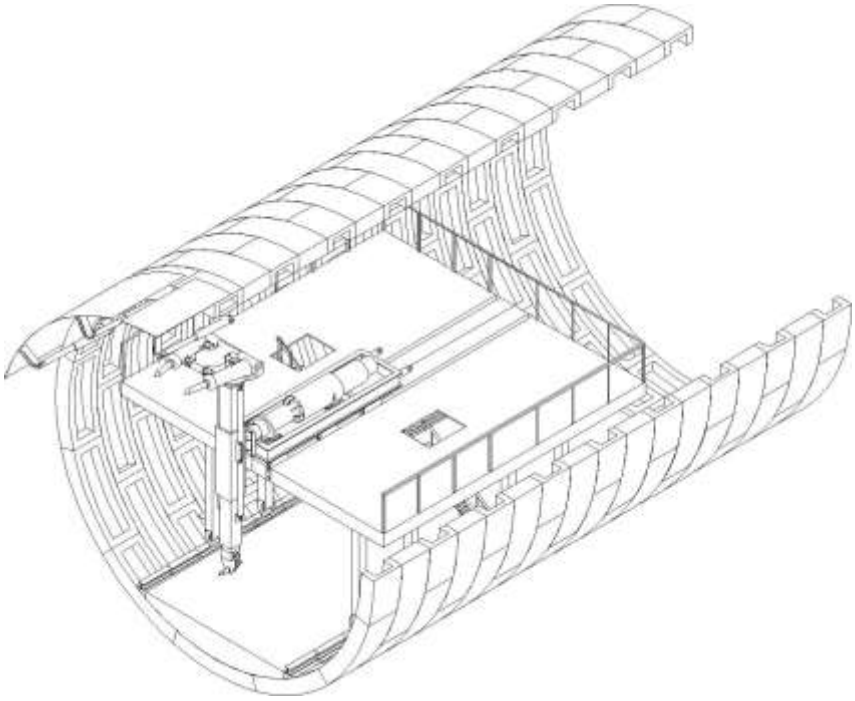


Рисунок 4.6 – Пространственное изображение проходческого комплекса

Крепление кровли осуществляется металлическими сегментами 7, выполненными из листовой стали толщиной 5-7 мм. Данная конструкция устанавливается за тюбинговую обделку 8 при монтаже первых (прорезных) колец. Для дальнейшего удержания кровли, по мере разработки тоннеля, в конструкции проходческого комплекса предусмотрены гидродомкраты 9.

Гидродомкраты 9 с одной стороны крепятся к металлическому сегменту 7, а с другой- к кронштейну 10, который устанавливается в уже смонтированной тюбинговой обделке.

Разработка забоя ведется сдвоенным ударным исполнительным органом у которого объемы скалываемой породы кембрийской глины, представлены в разделе 3.8.3 на рисунке 3.23. Отработка массив забоя делится на четыре этапа: фаза I – фаза IV (рисунок 4.5). По мере отработки породы центральной фазы I домкрат 9 выдвигается, тем самым, продвигая металлический сегмент 7, который обеспечивает удержание кровли забоя. Данная операция повторяется после отработки левой и правой части I фазы.

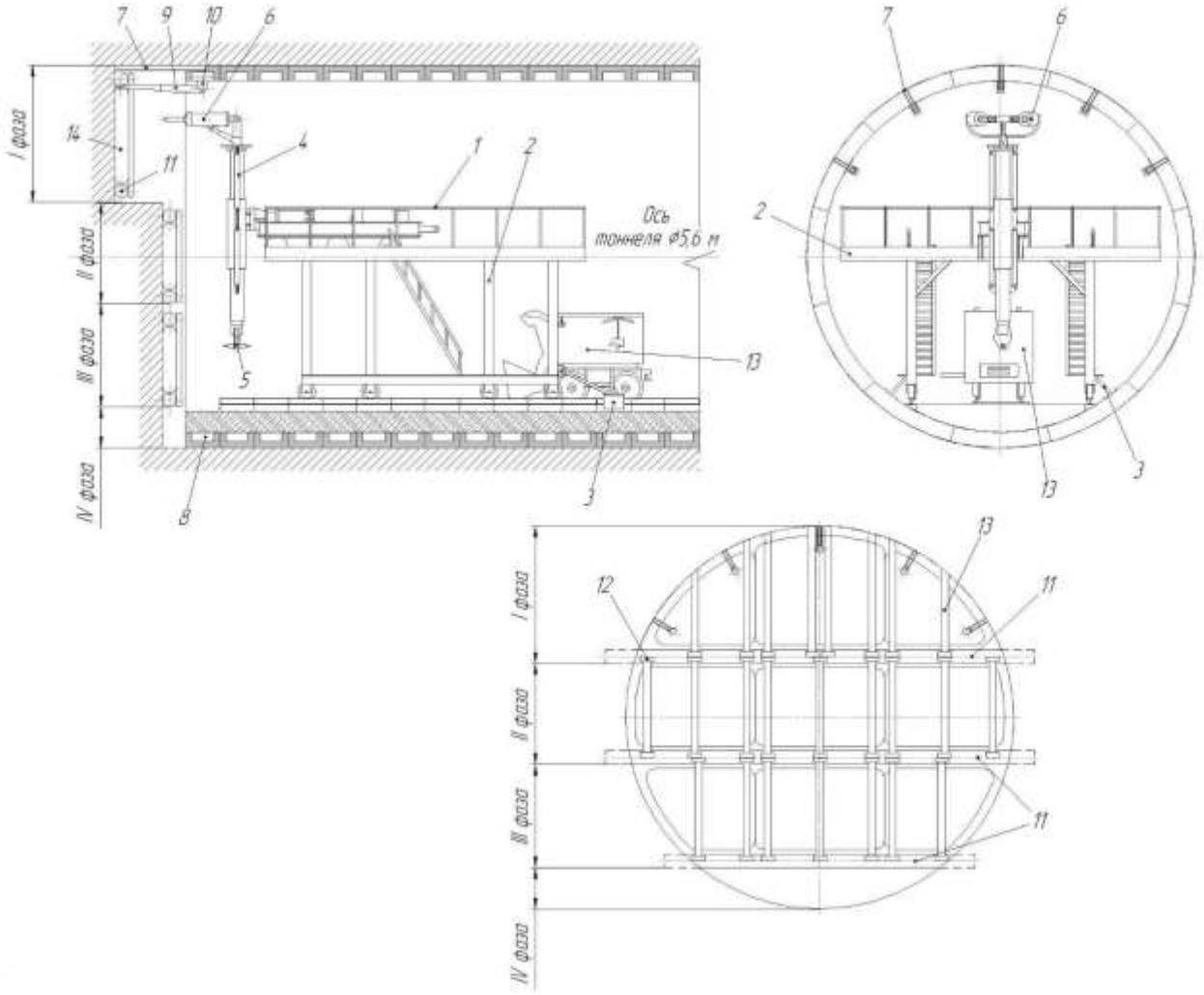


Рисунок 4.7 – Проходческий комплекс для проведения вспомогательных выработок с тюбинговой крепью

После завершения отработки породы I фазы телескопический расстрел 11, представленный в виде металлических труб круглого профиля с диаметрами 159 мм и 133 мм, передвигается на глубину заходки и крепится в специально подготовленных, отбойными молотками, лунках. В конструкциях расстрела 11 и металлической крепи кровли 7 предусмотрены специальные кронштейны 12, в

которые устанавливаются металлические швеллера 13. Между швеллером и лбом забоя устанавливаются пневматические подушки 14. После нагнетания воздуха, который подается из магистральной сети в полость пневматической подушки, происходит ее расширение и заполнение пространства между швеллерами и лбом забои и как следствие обеспечивается удержание лба забоя.

Аналогичным образом производится отработка породы последующих ваз (II – IVфазы). Отбитая горная масса отгружается погрузочной машинной ППН-1С (13) в вагонетки электровозной откати. Так же в качестве средств транспортировки возможно применение погрузочно-доставочных машин. После разработки, крепления и отгрузки всей породы производится монтаж тюбинговой обделки.

4.5 Методика обоснования основных параметров комплекса

Разработанные конструкции проходческих комплексов, теоретические и экспериментальные исследования исполнительных органов дают возможность сформулировать методику обоснования проведения вспомогательных выработок проходческими комплексами и составить планаграмму работ.

Планограмма работ существующего способа проведения выработок на основе работ с использованием ручного труда представлена в приложении Д. Из данной планаграммы видно, что значительный объем работ выполняется вручную и сопровождаются повышенной опасностью их выполнения. Разработанные механизмы в первую очередь предназначены для замены опасного ручного труда, в тоже время в своей совокупности позволяют повысить скорость проходки. Таким образом, в укрупненном виде методика включает в себя следующие этапы.

1. Определение габаритов ударного устройства l в зависимости от габаритов призабойного пространства ($l < 0{,}5$ м);

2. Определение типа ударного устройства. Определение энергии удара и мощности ударника по формулам ;

3. По формуле (2.2) выполняется расчет первоначальной величины заглубления h в метрах за удар.

4. С использованием графика зависимости приращения заглубления инструмента в глину (рисунок 3.12) определяется уточненная величина заглубления для ударных систем при их применении;

5. Определение теоретической производительности сдвоенного ударного исполнительного органа ($м^3$/мин) с учетом величины выкалываемого объема породы от разрушаемого массива кембрийских глин (формула 2.17 и раздел 3.8.3).

6. Определение времени работы ударника;

7. Составление циклограммы работы комплекса с учетом использования ударного устройства (определяются затраты времени на выполнение вспомогательных операций: установка ударника, разворот манипулятора к месту работы ударника и его переустановка).

8. По номограмме рисунок 2.15 производится подбор доставочного оборудования.

Указанные выше конструкции проходческой техники и методики их расчетов позволяют рассчитать трудозатраты и затраты времени для выполнения всех работ проходческого цикла. В таблице 4.1 показан пример планограммы работ для проходческого комплекса согласно описанию в параграфе 4.4.

4.6 Технико-экономическое обоснование целесообразности применения разработанного комплекса

Показатели экономической эффективности разработанных проходческих комплексов рассчитываются применительно к рассмотренным в таблице 4.1 и Приложении Д планограммам ведения проходческих работ с учетом того, что совершенствование механизации проходческих работ при проведении вспомогательных выработок и станционных тоннелей на шахтах Санкт-Петербургского Метростроя осуществляется на основе применения тюбингоукладчика УТМ, на поворотном рычаге которого установлен сдвоенный ударный исполнительный орган, а крепление кровли происходит специальными металлическими сегментами – козырьками (параграф 4.4).

Таблица 4.1 – Планограмма работ проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок

Операции	**Время**									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Демонтаж крепления забоя фазы I.										
Разработка породы центральной части фазы I.										
Выдвижение центрального домкрата, закрепление кровли.										
Разработка породы левой части забоя фазы I.										
Выдвижение левых домкратов, закрепление кровли.										
Разработка породы правой части забоя фазы I.										
Выдвижение правых домкратов, закрепление кровли.										
Демонтаж крепления забоя фазы II.										
Установка телескопического расстрела.										
Установка пневматических подушек и швеллеров крепления лба забоя фазы I.										
Заполнение пневмоподушек сжатым воздухом.										
Разработка породы забоя фазы II.										
Установка телескопического расстрела.										
Установка пневматических подушек и швеллеров крепления лба забоя фазы II.										
Заполнение пневмоподушек сжатым воздухом.										
Демонтаж крепления лба забоя фазы III.										
Разработка породы забоя фазы III.										
Установка телескопического расстрела.										
Установка пневматических подушек и швеллеров крепления лба забоя фазы III.										
Заполнение пневмоподушек сжатым воздухом.										
Разработка породы забоя фазы IV.										
Отгрузка отбитой породы ППН-1С в вагонетки.										
Передвижка БТУ										
Перенос гидродомкратов										
Монтаж ж/б обделки										

Рассмотренный выше проходческий комплекс позволяет механизировать процесс отбойки породы и исключить присутствие людей в призабойной зоне. Монтаж железобетонной обделки предлагается производить отдельной бригадой, состоящей из 6 горнорабочих. Сравнение планограмм работы разработанного проходческого комплекса (таблица 4.1) с работой традиционного способа (Приложение Д) показывает прирост скорости проходки не менее, чем в 1,5 раза для нового способа.

Предлагается заменить метод сплошного забоя с применением отбойных молотков на проходку тоннеля механизированным проходческим комплексом со сдвоенным ударным исполнительным органом.

Направлениями образования экономического эффекта являются:

– повышение годовой производительности проходческих работ;

– существенное снижение эксплуатационных затрат.

Исходные данные для расчета представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Показатели вариантов способа проходки вспомогательных выработок и станционных тоннелей в условиях ОАО «Метрострой»

Наименование показателя	Единица измерения	Базовый вариант	Проектный вариант
Способ проходки	-	Способ сплошного забоя с использованием ручных пневмомолотов	Механизированный проходческий комплекс на базе тюбингоустановщика УТМ со сдвоенным ударным исполнительным органом
Состав бригады по проходке тоннеля: - проходчик - машинист электровоза - машинист ППМ - машинист комплекса	 чел. чел. чел. чел.	 6 1 1 -	 - 1 1 1
Применяемое оборудование	-	Отбойные молотки типа МО-2Б; породопогрузочная машина ППМ-4; локомотив типа EL-5/08; тюбингоукладчик УТ2-См.	Сдвоенный ударный исполнительный орган; породопогрузочная машина ППМ-4; локомотив типа EL-5/08; тюбингоукладчик УТ2-См.

Продолжение таблицы 4.2

Длина сооружаемого тоннеля	м	100	100
Наружный диаметр тоннеля	м	6	6
Крепость породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова	*f*	2-6	2-6
Продолжительность смены	ч.	7	7
Число рабочих смен	ед.	3	3

4.6.1 Определение экономических показателей по новому варианту на основе циклограммы работы механизированного проходческого комплекса на базе шагающего крепеустановщика со сдвоенным ударным исполнительным органом

Определение капитальных затрат

Стоимость исполнительного органа (сдвоенный ударник):

$$С_М = \left(2 \cdot П_{МО} + П_{ДВ} + П_М\right) \cdot \alpha, \quad (4.1)$$

где α = 1,15 коэффициент, учитывающий расходы на транспортировку и монтаж, $П_{МО}$ = 6300 – стоимость молотка МО-2Б без учета затрат на транспортировку, руб.; $П_{ДВ}$ = 20600 – стоимость мотор-редуктора без учета затрат на транспортировку, руб.; $П_м = \eta \cdot N = 12265 \cdot 0{,}18 = 2210$ руб стоимость без учета затрат на доставку и монтаж, где η – стоимость 1 т метала, *N* – масса исполнительного органа, т.

Стоимость исполнительного органа равняется 40750 руб.

Капитальные затраты:

$$С = С_М + К_{НИОКР} = 40750 + 100000 = 140750 \text{ руб}, \quad (4.2)$$

где $К_{НИОКР}$ – затраты на научно-исследовательские и проектные работы на разработку нового оборудования.

$К_{НИОКР} = 100000$ руб.

Итого по капитальным затратам с учетом дополнительных расходов на доставку и монтаж: С = 140750 руб.

Определение эксплуатационных расходов

Расчет заработной платы:

Планограмма работы механизированного комплекса, представленная в таблице 4.1 позволяет определить время, за которое разрабатывается требуемый объем породы при проходке тоннеля длиной 100 метров:

$$\tau_{\text{П}} = \frac{L}{\beta} = \frac{100}{1{,}35} = 75 \text{ дней} = 2{,}5 \text{ мес.}, \tag{4.3}$$

где $L = 100$ – общая длинна разрабатываемого тоннеля, м; $\beta = 1{,}35$ м/сут – средняя производительность при новом варианте проходки.

Затраты на заработную плату рабочих, занятых обслуживанием комплекса, определяются:

$$\text{С}_{\text{з}} = \text{С}_{\text{осн}} + \text{С}_{\text{доп}} = \text{С}_{\text{страх. взн}}, \tag{4.4}$$

где $\text{С}_{\text{трах.взн}}$– страховые взносы, составляет 34% от суммы основной заработной платы; $\text{С}_{\text{осн}}$ – основная заработная плата; $\text{С}_{\text{доп}}$ – дополнительная заработная плата, составляет 10% от основной зарплаты.

Дневные тарифные ставки по данным ОАО «Метрострой» на 2014 год: горнорабочий IV разряда – 1750 руб.; машинист проходческого комплекса – 1770 руб.; машинист ППМ IV разряда – 1540 руб.; машинист электровоза IV разряда – 1540 руб.; проходчик IV разряда 1750 руб.

Заработная плата машинистов ППМ: 48263 руб/мес;

Заработная плата машинистов электровоза: 48263 руб/мес;

Заработная плата машинистов проходческого комплекса: 55472 руб/мес;

Итого заработная плата составит: 151998 руб/мес.

Определение затрат на потребляемую энергию:

$$\text{С}_{\text{эл}} = \text{Ц}_{\text{р}} \cdot P_{\text{з}} + \text{Ц}_{\text{з}} \cdot W \cdot t_{\text{раб}}, \tag{4.5}$$

где $P_з$ – заявленная мощность потребителей, $P_з$ = 20 кВт; $Ц_р$ – дополнительная плата за потребляемую электроэнергию, $Ц_р$ = 4,76руб/кВт·ч; $Ц_э$ – основная плата в месяц, $Ц_з$ = 215,45 руб/кВт; W – суммарная мощность всех потребителей, W = 30 кВт; $t_{раб}$ – время работ машины за весь период проходки тоннеля: $t_{раб} = 3 \cdot T_{см} \cdot k_р \cdot n_с = 449$ час.,

где $T_{см}$ – количество часов в смене $T_{см}$ = 7 часов; $k_р$ – коэффициент включения машины, $k_р$ = 0,285; $n_с$ – количество суток работы, $n_с$ = 75 дней.

Затраты на потребляемую электроэнергию энергию: $С_{эл} = 150803$руб/мес,

Затраты на сжатый воздух:

$$С_п = 60 \cdot g \cdot n_0 \cdot T_ц \cdot \eta \cdot i_1 \cdot i_2 \cdot С_в, \quad (4.6)$$

где g – номинальный расход воздуха, g = 1,5 м^3/мин; η = 0,8÷1,0; i_1 = 1,1 и i_2 = 1,0 – коэффициенты, учитывающие потери сжатого воздуха соответственно в сети и в двигателе при среднем износе его деталей; $С_в$ = 0,9 руб – стоимость 1 м^3 сжатого воздуха; n_0 – число одновременно работающих молотков, n_0 = 2; $T_ц$ – продолжительность отбойки породы, $T_ц$ = 6 ч (0,75 м тоннеля).

Затраты на сжатый воздух равняются 27600 руб/мес.

Итого энергетические затраты составят: 178403руб/мес.

Определение амортизационных отчислений для сдвоенного ударного исполнительного органа:

$$А_М = С\frac{N_Т}{12 \cdot 100\%} = 1173\text{руб/мес}, \quad (4.7)$$

где $N_Т$ = 10% годовая норма амортизационных отчислений.

Итого по амортизационным отчислениям: 1173 руб/мес.

Определение расходов на текущий ремонт сдвоенного ударного исполнительного органа:

$$С_Р = 140750 \cdot \frac{0,05}{12} = 587\,\text{руб/мес}.$$

Итого по расходам на текущий ремонт – 587 руб/мес.

4.6.2 Определение экономических показателей по базовому варианту на основе циклограммы работы сплошным забоем с использованием ручных пневмомолотов

Определение капитальных затрат

Стоимость пневмомолотков:

$$С_{ПМ} = П_{МО} \cdot n \cdot \alpha, \quad (4.8)$$

где $П_{МО}$ = 6300 – стоимость молотка МО-2Б без учета затрат на транспортировку, руб.; α = 1,5 – коэффициент резервного оборудования; n = 6 – необходимое количество пневмомолотов, шт.

Итого по капитальным затратам: С = $С_{ПМ}$ = 52200 руб.

Определение эксплуатационных расходов

Расчет заработной платы:

Планограмма ведения проходческих работ, при разработке тоннеля методом сплошного забоя с использованием ручных пневмомолотов (Приложение Д), позволяет определить время, за которое разрабатывается требуемый объем породы при проходке тоннеля длинной 100 метров:

$$\tau_{П} = \frac{L}{\beta}, \quad (4.9)$$

где L = 100 м – общая длина разрабатываемого тоннеля; β = 0,75 м/сут – средняя производительность бригады при существующем методе проходки.

$$\tau_{П} = \frac{100}{0{,}75} = 133\,\text{дня} = 4{,}43\,\text{мес}.$$

Затраты на заработную плату рабочих, занятых обслуживанием комплекса определяются по формуле 4.4:

Заработная плата машинистов ППМ: 48263 руб/мес;

Заработная плата машинистов электровоза: 48263 руб/мес;

Заработная плата шести проходчиков: 332832 руб/мес;

Итого заработная плата составит: 429358 руб/мес.

Определение затрат на потребляемую энергию:

Стоимость электроэнергии по базовому варианту по (4.3) составит: 102902руб/мес.

Затраты на сжатый воздух для базового варианта по (4.6) составит: 166800 руб/мес.

Итого энергетические затраты составят: 269701,9 руб/мес.

Определение амортизационных отчислений для отбойных молотков по формуле 4.7: $А_М$ = 4725 руб/мес.

Определение затрат на текущий ремонт отбойных молотков: $С_р$ = 630 руб/мес.

Полученные данные по учтенным элементам эксплуатационных затрат по новому и базовому вариантам проходки вспомогательных выработок и станционных тоннелей в условиях ОАО «Метрострой» сведены в таблицу 4.3.

Таблица 4.3 – Эксплуатационные затраты по вариантам (руб/месс)

Эксплуатационные затраты	Базовый вариант	Проектный вариант
Заработная плата	429358	151998
Амортизационные отчисления	4725	1173
Энергетические затраты	269702	178403
Текущий ремонт	630	587
ИТОГО	704415	332161

Годовая экономия эксплуатационных затрат:

$$\Delta C = \left(C_1 \frac{T_2}{T_1} - C_2 \right) \cdot 12 = 917000 \text{ руб.} \qquad (4.10)$$

Годовой экономический эффект: Э = 733600 руб.

Таким образом, применение проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок со сдвоенным ударным исполнительным органом в сравнении с ручной проходкой позволит сократить эксплуатационные затраты при проходке вспомогательных выработок, что приведет к приросту прибыли в размере 733 тыс. руб. в год.

Выводы по главе 4

1. Выполненные исследования позволили сформулировать требования к проходческому оборудованию нового технического уровня, использование которого имеет социальный и экономический эффект.

2. Разработана конструкция сдвоенного ударного исполнительного органа, в конструкции которого соотношение расстояния по осям между синхронно работающими ударниками к расстоянию между внедренными в массив породоразрушающими инструментами обеспечивает наложение друг на друга распространяемых ударных волн в кембрийской глине, приводящее к увеличению объема выкола отрабатываемой породы.

3. Разработана методика по расчету основных параметров проходческого комплекса, основанная на модели взаимодействия сдвоенного исполнительного органа с массивом кембрийских глин.

4. Разработаны конструктивные схемы проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок со сдвоенным ударным исполнительным органом, применение которых в сравнении с ручной проходкой позволит получить прирост скорости проходки не менее, чем в 1,5 раза и годовой экономический эффект в размере 733 тыс. руб. в год на одну машину.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, представляющей собой законченную научно-квалификационную работу, содержится решение задачи по обоснованию повышения производительности проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок шахт Метростроя СПб на основе экспериментально и теоретически обоснованных рациональных параметров сдвоенных ударных породоразрушающих элементов при процессе их взаимодействия со сложноструктурированными забоями кембрийской глины с использованием предложенных математических моделей и методик, что имеет существенное значение для совершенствования теории горно-проходческих машин и для повышения эффективности горнопроходческих предприятий.

Основные научные и практические выводы, сделанные в результате выполненных исследований, заключаются в следующем:

1. Разработана математическая модель расчета величины заглубления пики ударника в глину в зависимости от массы и ударной скорости поршня-ударника, от массы и скорости заглубления пики.

2. Теоретически установлены зависимости изменения глубины внедрения пик различных конструкций и производительности по отбойке от первоначального заглубления и числа ударов или времени работы ударника по единичному сколу, которая выражается степенной зависимостью с показателем степени в диапазоне 0,37-0,56.

3. Построена номограмма соответствия теоретической производительности по отбойке массива кембрийских глин сдвоенными ударными исполнительными органами и производительности по транспортировке отбитой породы для определения типа и конструкции погрузочно-доставочных машин или других средств доставки.

4. Разработаны методики проведения экспериментальных исследований и стенды, позволяющие исследовать процессы ударного

взаимодействия породоразрушающего инструмента с глиной, в том числе проведения полного факторного эксперимента по определению величины заглубления пики в глину в зависимости от трех факторов (угла заточки пики, энергии и числа наносимых ударов) и их взаимного влияния, где наиболее значимыми факторами являются частота ударов и их энергия.

5. Экспериментально доказано, что совместная работа двух ударников, расположенных на исполнительном органе проходческого комплекса и ориентированных в одной плоскости под сходящимся углом в 40 градусов с расстоянием между внедренными в массив кембрийской глины остриями пик, находящимися в интервале 200-300 мм, по сравнению с параллельным расположением ударников приводит к увеличению производительности отбойки глины на 15-20%, в результате ослабления разрушаемой породы находящейся между внедренными пиками воздействием на нее ударными волнами, создаваемыми породоразрушающими инструментами.

6. Разработана конструкция сдвоенного ударного исполнительного органа, в конструкции которого соотношение расстояния по осям между синхронно работающими ударниками к расстоянию между внедренными в массив породоразрушающими инструментами обеспечивает наложение друг на друга распространяемых ударных волн в кембрийской глине, приводящее к увеличению объема выкола отрабатываемой породы.

7. Разработаны конструктивные схемы проходческого комплекса для проведения вспомогательных выработок со сдвоенным ударным исполнительным органом на базе тюбингоустановщика, исключающие ручную отбойку горной породы и крепление забоя лесоматериалами.

8. Циклограмма проходческих работ для разработанного проходческого комплекса со сдвоенным исполнительным органом ударного действия показывает возможный прирост скорости проходки в 1,5 раза по сравнению с ручной проходкой отбойными молотками.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1) Протосеня А.Г. Механика подземных сооружений. Пространственные модели и мониторинг / А.Г. Протосеня, Ю.Н. Огородников, П.А. Деменков, М.А. Карасев, М.О. Лебедев, Д.А. Потемкин, Е.Г. Козин. – СПб: СПГГУ-МАНЭБ, 2011. – 355 с.

2) Дашко Р.Э. Особенности инжинерно-геологических условий Санкт-Петербурга / Р.Э. Дашко, О.Ю. Александрова, П.В. Котюков, А.В. Шидловская // Развитие городов и геотехническое строительство. – 2011. – №1. – С. 1-47.

3) Власов, С. Н. Строительство метрополитенов/ В. В.Торгалов, Б. Н. Виноградов. – М.: Транспорт, 1987. – 278 с.

4) Строительство тоннелей и метрополитенов: Учебник для техникумов трансп. стр-ва / Д.М. Голицынский, Ю.С. Фролов, Н.И. Кулагин и др. – М.: Транспорт, 1989. – 319 с.

5) Лысиков Б.А. Использование подземного пространства. Монография / Б.А. Лысиков, А.А. Каплюхин. – Донецк: «Норд-Компьютер», 2005. – 390 с.

6) Бреннер В.А. Щитовые проходческие комплексы: Учебное пособие / В.А. Бреннер, А.Б. Жабин, М.М. Щеголевский, Ал.В. Поляков, Ан.В. Поляков. – М.: Издательство «Горная книга», Издательство Московского государственного горного университета, 2009. – 447 с.

7) Механизированная проходка тоннелей в городских условиях. Методология проектирования и управления строительством / под ред. В. Гульелметти, П. Грассо, А. Махтаба, Ш. Сю; «GeodataS.p.A.», Турин, Италия. – СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2013. – 602 с.

8) Цехин А.М. Оборудование и инструмент щитовых проходческих комплексов / А.М. Цехин, А.Ю. Борисов, Л.Е. Маметьев. – Кемерево: Кузбаский государственный технический университет (ГУ КузГТУ), 2011. – 34 с.

9) Бреннер В.А., Жабин А.Б., Шмакин И.Г. Состояние и перспективы развития проходческих комбайнов для горных выработок /журнал «Горная техника» // Каталог-справочник, 2004, №7. – С.5-18.

10) Семенченко А.К., Шабаев О.Е., Семенченко Д.А., Хиценко Н.В. Перспективы создания проходческих комбайнов нового технического уровня / журнал «Горная техника» // Каталог-справочник, 2005, №7. – С. 20-23.

11) Федунец Б.И. Технология проведения горных выработок в крепких породах комбайнами. Учебн. пособие. – М., МГИ, 1988, 106с.

12) Малевич Н.А. Горнопроходческие машины и комплексы: Учебник для вузов. 2-е изд. – М.: «Недра», 1980. – 384 с.

13) Картозия Б.А. Шахтное и подземное строительство: Учебник для вузов. 2-е изд. / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик и др. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – 607 с.

14) Кантович Л.И. Горные машины: Учебник для техникумов / Л.И. Кантович, В.Н. Гетопанов. – М.: «Недра», 1989. – 304 с.

15) Барон, Л. И. Разрушение горных пород проходческими комбайнами. Том I. Научно-методические основы. Разрушение резцовым инструментом/ Л. И. Барон, Л. Б. Глатман, Е. К. Губенков. – М.: «Наука», 1968. – 216 с.

16) Ушаков Л.С. Гидравлические машины ударного действия / Л.С. Ушаков, Ю.Е. Котылев, В.А. Кравченко. – М.: Машиностроение, 2000. – 416 с.

17) Бурак А. Я. Обоснование и выбор параметров исполнительного органа ударного действия агрегата для проходки выработок метро: дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук: 05.05.06 / Бурак Андрей Ярославович. – СПб., 2009. – 137 с.

18) Hermann A. Schlaqkopf-Maschinen // Bergbau. – 1981, № 4, с.169-174.

19) Котов, В. П. Исследование и установление параметров исполнительных органов ударного действия для проходческих комбайнов: дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1981. – 126 с.

20) Машины ударного действия для разрушения горных пород / Д.П. Лобанов, В.Б. Горовиц, Е.Г. Фонберштейн и др. – М.: Недра, 1983. – 152 с.

21) Хаарман К. Проходческие машины с ударным рабочим органом // Глюкауф. – 1974. – №15. – С. 13-18.

22) Вихляев А.А. Ударное дробление крепких материалов / А.А. Вихляев, В.В. Каменев, А.И. Федулов. – Новосибирск: Наука, 1969. – 159 с.

23) Дмитриевич Ю. В. Сменный инструмент гидромолота // Основные средства. – 2010. – №1 – С. 25-27.

24) Бузинник, Ю. К. Проведение горных выработок машинами ударного действия: Обзор/ В. Н. Бузинник, Ю. К. Епифанцев, В. М. Нешитин, Ю. Г. Коняшин. – М.: ЦНИЭИуголь, 1976. – 34 с.

25) Филатов, Л. А. Проведение горных выработок комбайнами ударного действия: Обзор/ Л. А. Филатов, В. Г. Витер, Г. С. Кнезьян. – М.: ЦНИЭИуголь, ЦБНТИ Минуглепрома УССР, 1982. – 28 с.

26) Шрайман, А. А. Опыт применения проходческих машин с ударными рабочими органами за рубежом: Экспресс-информация/ А. А. Шрайман, И. Е. Заяц. — М.: ЦНИЭИуголь, 1978. – 14 с.

27) Асатур, К. Г. Механика динамического разрушения. – СПГГИ (ТУ). СПб, 1997. – 82 с.

28) Гринько, Н. К., Петухов Н. Н., Верзилов М. И. и др. Механизация на угольных шахтах ФРГ. – М.: Недра, 1979. – 344 с.

29) Федунец, Б. И. Технология проведения горных выработок в крепких породах комбайнами. Учебн. пособие. - М., МГИ, 1988. – 106 с.

30) Кравченко В.А. Структура машины с ударным исполнительным органом избирательного действия / В.А. Кравченко, Д.А. Юрьев, Б.В. Иванов // Механизмы и машины ударного, периодического и вибрационного действия. Материалы международного симпозиума. – Орел: ОрелГТУ, 2000. – С. 112-115.

31) Патент №2296850 Перфоратор / Юнгмейстер Д.А., Пивнев В.А., Соколова Г.В. // опубл. 2007, Бюл. №10.

32) Патент № 2444603 Перфоратор / Д.А. Юнгмейстер, В.А. Пивнев, Г.В. Соколова, М.Ю. Непран // опубл. 2012, Бюл. №7.

33) Юнгмейстер Д.А. Экспериментальное и теоретические исследования перфоратора с ударной системой «поршень-боек-инструмент» / Юнгмейстер Д.А., Непран М.Ю., Платовских М.Ю., Пивнев В.А., Судьенков Ю.В., Соколова Г.В. // Горное оборудование и электромеханика. – 2011. – №7. – С. 9-14.

34) Юнгмейстер Д.А. 21. Экспериментальные исследования пневматических перфораторов (ударных систем) с двухмассовым поршнем-ударником / Д.А. Юнгмейстер, В.А. Пивнев, Ю.В. Судьенков // Гидравлика и пневматика. – 2004. – №5. – С. 13-15

35) Ветюков М.М. Механо-математическая модель пневмоударника с упругим демпфером / М.М. Ветюков, К.А. Лукашов, Д.А. Юнгмейстер, В.А. Пивнев // Гидравлика и пневматика. – 2002. – №4. – С. 6-7

36) Юнгмейстер Д.А. Модернизация ударных буровых механизмов / Д.А. Юнгмейстер, Л.К. Горшков, В.А. Пивнев, Ю.В. Судьенков. под ред. проф. Л.К. Горшкова. – СПб.: Политехника, 2012. – 134 с.

37) Непран М.Ю. Аэродинамическое позиционирование бойка пневмоперфоратора со сдвоенным ударником повышенной эффективности: дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук: 05.05.06 / Непран Михаил Юрьевич. – СПб., 2013. – 123 с.

38) Пивнев, В. А. Модернизация конструкции перфоратора ПП-54 для условий рудников ОАО «Апатит» / В. А. Пивнев, Д. А. Юнгмейстер, С. А. Лавренко, А. Э. Сабитов // Горная промышленность. – 2012. –№5. – С. 75-78.

39) Непран М.Ю. Исследование удержания бойка за счет выбора режимов воздушного потока / М.Ю. Непран, Д.А. Юнгмейстер, А.И. Исаев, А.Э. Сабитов, Г.В. Соколова // Горное оборудование и электромеханика. – 2013. – №10. – С. 27-31.

40) Пивнев В.А. Рудничные испытания модернизированного перфоратора ПП-54С2 / В.А. Пивнев, Д.А. Юнгмейстер, А.И. Исаев, В.В. Максаров, М.Ю.

Непран, С.А. Лавренко // Горное оборудование и электромеханика. – 2013. – №11. – С. 23-27.

41) Дмитревич Ю.В. Сменный инструмент гидромолота // Основные средства. – 2010. – №4 – С. 20-23.

42) Волков Д.П. Строительные машины: Учебник для вузов / Д.П. Волков, Н.И. Алешин, В.Я. Крикун, О.Е. Рынсков; под. ред. Д.П. Волкова. – М: Высш. шк., 1988. – 319 с.

43) Алиев Ж.А. Исследование разрушения негабаритов с целью создания навесного гидропневматического бутобоя: автореферат дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук (172) / Алиев Женис Аккожанович. – Караганда, 1971. – 22 с.

44) Механические свойства горных пород при вдавливании и их практическое использование: сборник материалов / под ред. проф. Л.А. Шрейнера. М.: 1965. – 273 с.

45) Шрейнер Л.А. Физические основы механики горных пород / Ю.А. Лукаш. – М.: Гостоптехиздат, 1950. – 212 с.

46) Эйгелес Р.М. Экспериментальные исследования процесса динамического разрушения горных пород / Р.М. Эйгелес, Ю.А. Боксерман // Труды ВНИИБТ. Разрушение горных пород – 1975. – №33 – С. 100-104.

47) Федосеев А.П. Выбор рациональных параметров ударного инструмента для дробления негабаритов: дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук: 05.05.06/ Федосеев Алексей Петрович. – Екатеринбург, 2014. – 111 с.

48) Вихляев А.А. Ударное дробление крепких материалов / А.А. Вихляев, В.В. Каменев, А.И. Федулов. Новосибирск: Наука, 1969. – 159 с.

49) Васенин В.А. Оценка параметров колебаний грунта при ударном погружении свай. Основные следствия / В.А. Васенин // Реконструкция городов и геотехническое строительство. – 2003. – №7. – С. 210-224.

50) Даминов Ж.А. Погружение сваи в грунт при импульсных и ударных нагрузках: автореферат дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук 01.02.04 / Даминов Жакбарали Абдивалиевич. – Ташкент, 1994. – 16 с.

51) Иванов К.И. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых / К.И. Иванов, В.А. Латышев, В.Д. Андреев. – М.: Недра, 1987. – 271 с.

52) Проектирование и конструирование горных машин и комплексов: Учебн. для вузов / Г.В. Малеев, В.Г. Гуляев, Н.Г. Бойко и др. – М.: Недра, 1988. – 367 с.

53) Медведев И.Ф. Режимы бурения и выбор буровых машин / И.Ф. Медведев. – М.: Недра, 1986. – 222 с.

54) Коломийцов М.Д. Эксплуатация горных машин и автоматизированных комплексов: Учеб. пособие / М.Д. Коломийцов. – Л.: ЛГИ, 1986. – 94 с.

55) Медведев И.Ф. Механизация проведения горных выработок в крепких породах / И.Ф. Медведев, А.А. Фещенко, С.И. Одинец. – М.: Недра, 1982. – 166 с.

56) Мертенс, Ф. Состояние и развитие комбайновой проходки выработок в каменноугольной промышленности // Глюкауф, 1985. – № 16. – С. 9-18.

57) Яцких В.Г. Горные машины и комплексы: Учебник для горных техникумов / В.Г. Яцких, Л.А. Спектор, А.Г. Кучерявый. – М.: Недра, 1984. – 400 с.

58) Куприн А.И. Отбойные молотки: Учеб. пособие для горных вузов / А.И. Куприн. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 47 с.

59) Каркашадзе Г.Г. Механическое разрушение горных пород: Учебное пособие для вузов. – М.: Изд-во Московского государственого горного университета, 2004. – 222 с.

60) Жуков И.А. Эффект симультанности при ударном разрушении горной породы безлезвийным инструментом / И.А. Жуков, Л.Т. Дворников, В.Н. Цвигун // Изв. вузов. Горный журнал. – 2002. – №11. – С. 95-100.

61) Партон В.З. Динамика хрупкого разрушения / В.З. Партон, В.Г. Борисковский. – М.: Машиностроений, 1988. – 240 с.

62) Покровский И. С. Теория ударного бурения / И. С. Покровский // Горный журнал. – 1949. – №12. – С. 17–26.

63) Царицын В.В. Бурение горных пород / В.В. Царицын. – Киев: Гостехиздат УССР, 1959. – 343 с.

64) Царицын В.В. Технологическое разрушение горных пород / В.В. Царицын. – Киев: Техника, 1964. – 443 с.

65) Шрейнер Л.А. Физические основы механики горных пород: Механические свойства и процессы разрушения при бурении / Л.А. Шрейнер. – Ленинград: Гостоптехиздат, 1950. – 212 с.

66) Исследование взаимодействия инструмента и горной породы при ударном разрушении: отчет о НИР / Науч. рук. Е.В. Александров, В.Б. Соколинский; исполн.: Г.М. Захариков, Ким Дин Хи. – Москва, 1967. – 61 с.

67) Александров Е.В. Прикладная теория и расчеты ударных систем / Е.В. Александров. – М.: «Наука», 1969. – 199 с.

68) Эйгелес Р.М. Исследование процесса разрушения горных пород при бурении: автореферат дис. на соискание ученой степени канд. техн. Наук / Эйгелес Рудольф Моисеевич. – Москва, 1967. – 30 с.

69) Кучерявый Ф.И. Разрушение горных пород / Ф.И. Кучерявый, Ю.М. Кожушко. – М.: «Недра», 1972. – 240 с.

70) Шелковников И.Г. Использование энергии удара в процессах бурения. – Л.: «Недра», 1977. – 159 с.

71) Подерни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. – 7-ое изд., перераб. и доп. – М.: Издательство «Майнинг Медиа Групп», 2011. – 640 с.

72) Протасов Ю.И. Теоретические основы механического разрушения горных пород. – М.: «Недра», 1985. – 242 с.

73) Каманин Ю.Н. Распространение напряжений в массиве с уступом при приложении ударной нагрузки // Ударно-вибрационные системы, машины и технологии. Материалы III международного научного симпозиума, Орел: ОрелГТУ, 2006. – С. 174-177.

74) Ушаков Л.С. Исследование напряженного состояния масива при ударе инструмента машины / Л.С. Ушаков, Ю.Н. Каманин // Ударно-вибрационные

системы, машины и технологии. Материалы III международного научного симпозиума, Орел: ОрелГТУ, 2006. – С. 177-181.

75) Ржевский В.В. Основы физики горных пород: Учебник для вузов / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – М.: «Недра», 1984. – 359 с.

76) Смирнов В.В. Исследование механизма разрушения горных пород при ударе // ФТПРПИ. – 1968. – №4. – С. 39-46.

77) Бакланов И.В. Механика горных пород / И.В. Бакланов, Б.А. Картозия. – М.: «Недра», 1980. – 287 с.

78) Алимов О.Д. Удар. Распространение волн деформаций в ударных системах / О.Д. Алимов, В.К. Манжосов, В.Э. Еремьянц. – М.: Наука, 1985. – 355 с.

79) Александров Е.В. Прикладная теория и расчеты ударных систем / Е.В. Александров, В.Б. Соколинский. – М.: «Наука», 1969. – 263 с.

80) Куприн А.И. Отбойные молотки / А.И. Куприн. – Москва: Госгортехиздат, 1961. – 47 с.

81) Юнгмейстер Д.А. Модернизированный комплекс для проходки специальных выработок на шахтах "Метростроя" в сложных горно-геологических условиях / Д.А. Юнгмейстер, А.И. Исаев, С.А. Лавренко, В.В. Максаров, Г.В. Соколова // Горное оборудование и электромеханика. – 2014. – №4. – С. 3-10

82) Юнгмейстер Д.А. Использование погрузочно-доставочных машин на шахтах Метростроя / Д.А. Юнгмейстер, А.И. Исаев, С.А. Лавренко, А.В. Иванов // Горное оборудование и электромеханика. – 2012. – №9. – С. 2-7

83) Вержанский А.П. Механизированные комплексы для проходки специальных выработок на шахтах ОАО «Метрострой» (Санкт-Петербург) / А.П. Вержанский, Д.А. Юнгмейстер, А.И. Исаев, С.А. Лавренко, А.В. Иванов // Горный журнал. – 2014. – №5. – С. 94-99.

84) Платовских, М. Ю. Исследование влияния дребезга на отклонение баллистического маятника / М. Ю. Платовских, Д. А. Юнгмейстер, С. А. Лавренко, В. А. Пивнев, А. И. Исаев, А. Э. Сабитов // Труды 11-ой

Международной научно-практической конференциии «Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения», Воркута: Воркутинский горный институт (филиал) ФГБ ОУ ВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2013. – С. 468-474.

85) Бидерман, В. Л. Прикладная теория механических колебаний / М.: Высш. школа, 1972. – 400 с.

86) Попов, В. Л. Механика контактного взаимодействия и физика трения, М: Физматлит, 2012. – 348 с.

87) Коршунов, В. А. Новый способ определения предела прочности при растяжении горных пород/ В. А. Коршунов, Ю. М. Карташов// Записки горного института. – 2011. – т. 190. – С. 202-206.

88) Черепанов Г.П. Механика разрушения горных пород в процессе бурения – М.: Недра, 1987. – 308 с.

89) Карташов, Ю. М. Прочность и деформируемость горных пород/ Ю. М. Карташов, Б. В. Матвеев, Г. В. Михеев, А. Б. Фадеев. - М.: Недра, 1979. – 269 с.

90) Джегер, Ч. Механика горных пород и инженерных сооружений. – М.: Мир, 1974. – 255 с.

91) Адлер Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.В. Грановский. – М.: «Наука», 1975. – 280 с.

92) Кузьмин С.И. Методы научных исследований в технических задачах. Учебное пособие для студентов технических специальностей. – Ангарск: Ангарская государственная техническая академия, 2010. – 247 с.

93) РДМУ 109 – 77. Методика выбора и оптимизации контролируемых параметров технологических процессов. – М.: Издательство стандартов, 1978. – 62 с.

94) Зегидзе И.Г. Планирование эксперимента для исследования многокомпонентных систем. – М.: Наука. 1976. – 390 с.

95) Саутин С.Н. Теоретические основы планирования экспериментальных исследований в химии и химической технологии. Учебное пособие / С.Н. Саутин, А.Е. Пунин. – Ленинград: ЛТИ им. Ленсовета, 1979. – 66 с.

96) Охотин В.В. Влияние отдельных факторов на физико-механические свойства глинистых частиц / В.В. Охотин // Труды юбилейной научной сессии ЛГУ, секция геолого-почвенных наук / ЛГУ. – Л, 1952. – С. 146-162.

97) Лавренко С.А. Обоснование параметров исполнительных органов комплекса для проведения вспомогательных выработок в условиях кембрийских глин: дис. на соискание ученой степени канд. техн. наук: 05.05.06 / Лавренко Сергей Александрович. – СПб., 2014. – 181 с.

98) Протасов К.В. Статистический анализ экспериментальных данных / К.В. Протасов. – М.: Мир. 2005. – 142 с.

99) Яворский В.А. Планирование научного эксперимента и обработка экспериментальных данных / В.А. Яворский. – М.: МФТИ. 2006. – 45 с.

100) ГОСТ ИСО 5347-2-97. Вибрация. Калибровка датчиков вибрации и удара. Часть 2. Первичная калибровка акселерометров ударом с использованием баллистического метода измерений. – Москва: Изд-во стандартов, 1997. – 11 с.

101) Юнгмейстер Д.А. Перфоратор / Д.А. Юнгмейстер, Г.В. Соколова, А.И. Исаев, С.А. Лавренко, А.Э. Сабитов // Положительное решение о выдаче патента РФ по заявке №2014114580 от 11.04.2014

ПРИЛОЖЕНИЕ А

«Утверждаю»
Генеральный директор
ЗАО «МЕТРОКОН»
_____ к.т.н. А.Н Костерев
«06» марта 2015 года

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы
Исаева Алексея Игоревича на тему: «Обоснование параметров ударных исполнительных механизмов проходческих комплексов для вспомогательных выработок в кембрийских глинных»

Настоящим актом подтверждается, что результаты диссертационной работы «Обоснование параметров ударных исполнительных механизмов проходческих комплексов для вспомогательных выработок в кембрийских глинных», выполненной Исаевым Алексеем Игоревичем, в Национальном минерально-сырьевом университете «Горный», за период с 2012 г. по 2015 г. приняты к внедрению при совершенствовании проектирования проходческих работ вспомогательных выработок.

Форма внедрения результатов диссертационной работы:

1. Методика расчета параметров исполнительных органов ударного действия и их производительности при отработке забоев кембрийской глины различной структуры.

2. Компоновочные схемы перфораторов-ударников и проходческих комплексов для проведения вспомогательных выработок различного назначения.

Указанные выше материалы используются при проектировании планов проведения работ (ППР) для строительства вновь строящихся шахт Метрополитена г. Санкт-Петербурга.

От предприятия:

Зам. Главного инженера
ЗАО «МЕТРОКОН» А.В. Иванов

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Расчет производительности погрузочно-доставочных машин

Расчет производительности погрузочно-доставочных машин ведется для двух вариантов моделей машин.

Первый вариант: Транспортировка отработанной горной массы производится погрузочно-доставочной машиной Sandvik LH203 с вместимостью ковша 1,5 м^3.

Второй вариант: Использование погрузочно-доставочной машиной Sandvik LH201 с объемом ковша 0,54 м^3.

Техническая производительность погрузочно-доставочных машин определяется по формуле:

$$Q_{т} = \frac{3600 \cdot V \cdot k_{з}}{t_{пог} + t_{движ} + t_{разг}}, \qquad (1)$$

где V – вместимость грузонесущего органа (ковша), м^3;

$t_{пог}$, $t_{движ}$, $t_{разг}$ – время соответственно загрузки грузонесущей емкости, движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, разгрузки, с;

$k_{з}$ – коэффициент заполнения ковша ($k_{з}$ = 0,9).

Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом (типа ПД):

$$t_{пог} = \xi \cdot t_{ц} \cdot k_{ман}, \qquad (2)$$

где ξ – коэффициент учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое (ξ = 1,15÷1,2);

$t_{ц}$ – время цикла черпания грузонесущим ковшом ($t_{ц}$ = 50с);

$k_{ман}$ – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на маневры машины в забое ($k_{ман}$ = 1,2).

Время равномерного движения погрузочно-доставочной машины обычно невелико по сравнению с общим временем ее работы. Так, при эксплуатации машина движется равномерно 15-25% времени, все остальное время приходится на ускоренное движение, движение накатом и на торможение.

Для определения периода движения необходимо смоделировать процесс разгона используя систему дифференциальных уравнений.

$$\begin{cases} \dfrac{d\upsilon}{dt} = \dfrac{\dfrac{M_{д} u_{тр} \eta_{тр}}{r_{к}} - m_{а} g f - k_{w} A_{л} \upsilon^{2}}{\delta_{п.м.} m_{а}} \\ \dfrac{dS}{dt} = \upsilon \end{cases}, \qquad (3)$$

где $M_{д}$ – крутящий момент двигателя ($M_{д}$ = 750 Нм);

$u_{тр}$ – передаточное число трансмиссии ($u_{тр}$ = 13,4);

$\eta_{тр}$ – КПД трансмиссии ($\eta_{тр}$ = 0,95);

$r_{к}$ – радиус колеса ($r_{к}$ = 0,515 м);

m_a – масса погрузочно-транспортной машины (19000 кг);

f – коэффициент трения колеса о дорогу (f = 0,3);

k_w– коэффициент сопротивления воздуха (k_w = 0,6 $H \cdot c^2 / м^4$);

$A_{л}$ – лобовая площадь машины ($A_{л}$ = 3,72 м^2);

$\delta_{п.м.}$ – коэффициент учета вращающихся масс, при различном передаточном числе трансмиссии ($\delta_{п.м.1}$ = 1,2; $\delta_{п.м.2}$ = 1,1; $\delta_{п.м.3}$ = 1,01).

Интегрирование этих уравнений позволяет получить характеристики разгона $\upsilon = f(t)$ и $S = f(t)$. Начальные условия интегрирования $\upsilon_0 = 2$ м/с; S=0.

По полученным данным, в результате интегрирования уравнения (3), строится график разгона погрузочно-доставочной машины Sandvik LH203 (рисунок Б.2, а).

Максимальные длинна транспортирования определяется из схемы сооружения станции метрополитена (рисунок Б.1).

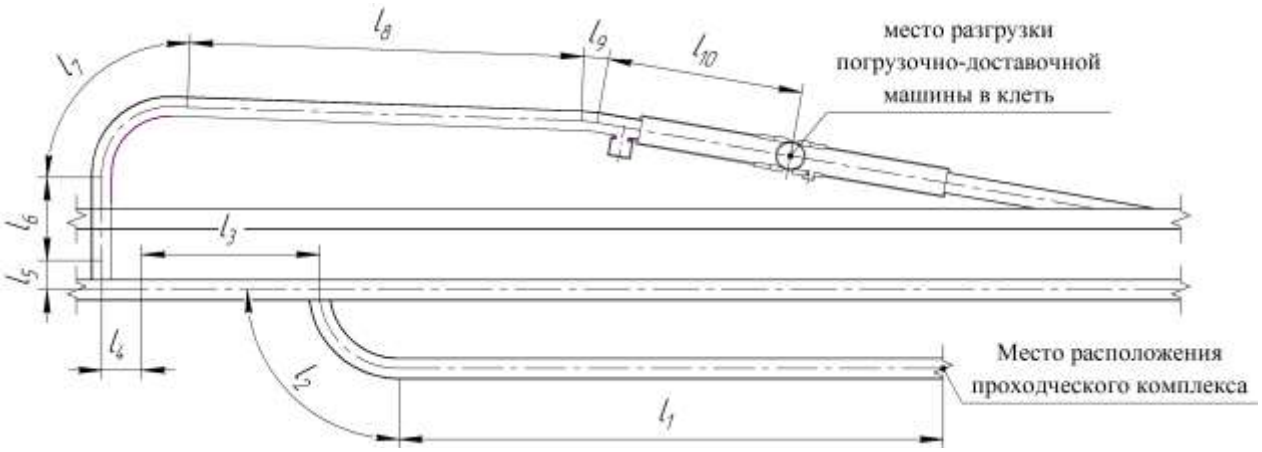


Рисунок Б.1 – Схема околоствольного пространства шахты №618

На рисунке Б.1 показана наибольшая длина транспортирования, которая пролегает между дальней точкой забоя и стволом шахты. Траектория движения состоит из пяти основных участков и равна 550 м.

Первый участок: $L_1 = l_{10} + l_9 + l_8 = 170\,\text{м}$.

Второй участок: $L_2 = l_7 + l_6 = 57\,\text{м}$.

Третий участок: $L_3 = l_5 + l_4 = 19\,\text{м}$.

Четвертый участок: $L_4 = l_3 = 54\,\text{м}$.

Пятый участок: $L_5 = l_2 + l_1 = 0 \div 250\,\text{м}$.

Анализ графика разгона погрузочно-доставочной машины (рисунок Б.2) позволяет определить время движения машины от забоя к стволу шахты.

На первом участке, который равен 170 метрам, машина разгоняется до 20 км/ч (см. рисунок Б.2, в и рисунок Б.2, а). Время движения на данном участке составляет 30 секунд.

Второй участок ПДМ преодолевает на второй передаче со скоростью 10 км/ч. Время движения на этом участке равняется 20 секунде.

На третьем участке машине необходимо преодолеть поворот в 90°, это осуществляется на минимальной скорости движения (2 км/ч) и время прохождения данного участка составляет 34 секунды.

Проходя четвертый участок ПДМ разгоняется до 12 км/ч и время ее движения составляет 16 секунд (см. рисунок Б.2, в и рисунок Б.2, а).

Так как участки 1, 2, 3 и 4 будут оставаться постоянными, а участок 5 будет изменяться по мере сооружения специальной выработки, можно ввести коэффициент неравномерности движения и записать формулу в виде:

$$t_{\text{движ}} = 2\left(t_{\text{движ}_{\text{уч.1}}} + t_{\text{движ}_{\text{уч.2}}} + t_{\text{движ}_{\text{уч.3}}} + t_{\text{движ}_{\text{уч.4}}}\right) + \frac{L_5}{k_{\text{н}}}(v_{\text{гр}}^{-1} + v_{\text{пор}}^{-1}), \qquad (4)$$

где L_5 – длина транспортирования на пятом участке, (L_5 = 0÷250м);

$v_{\text{гр}}$, $v_{\text{пор}}$ – скорость движения соответственно груженой и порожней машины, м/с;

$k_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности движения ($k_{\text{н}}$ = 0,6);

Время разгрузки машины $t_{\text{раз}}$ = 15÷20с.

Расчеты для второго варианта проводятся аналогично, как и для первого. Графики разгона погрузочно-доставочной машины, для обоих вариантов, представлены на рисунке Б.2.

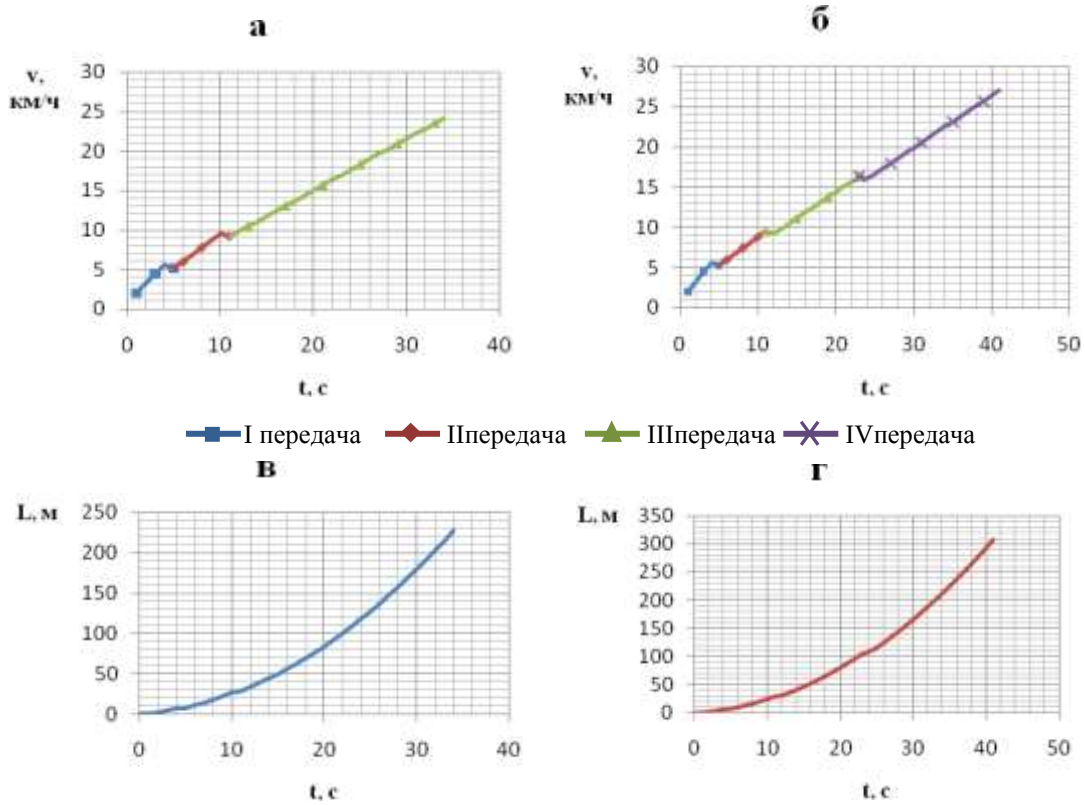


Рисунок Б.2 – Графики разгона погрузочно-доставочных машин
а – график зависимости скорости разгона от времени $v=f(t)$ для Sandvik LH203; б – график зависимости скорости разгона от времени $v=f(t)$ для Sandvik LH201; в – график зависимости пройденного пути от времени разгона $L=f(t)$ для Sandvik LH203; г – график зависимости пройдённого пути от времени разгона $L=f(t)$ для Sandvik LH201.

Основываясь на выше приведенных формулах и расчетах, можно построить график зависимости эксплуатационной производительности ПДМ от длинны транспортирования (рисунок Б.3).

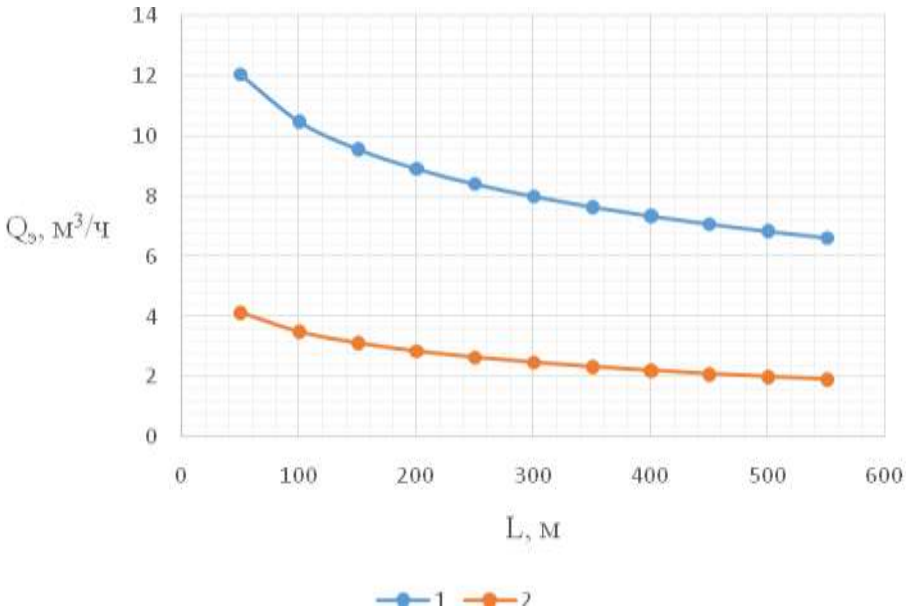
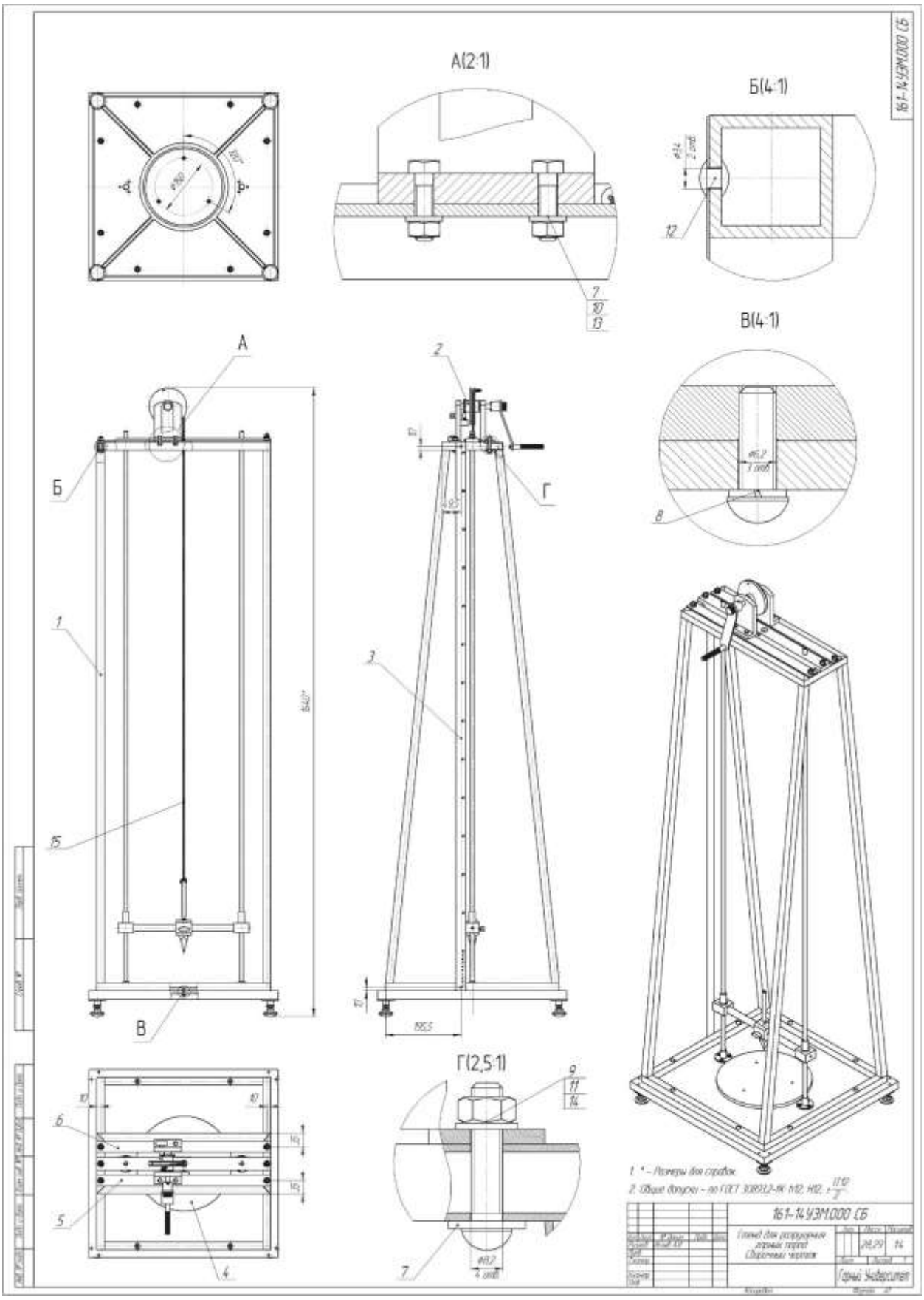
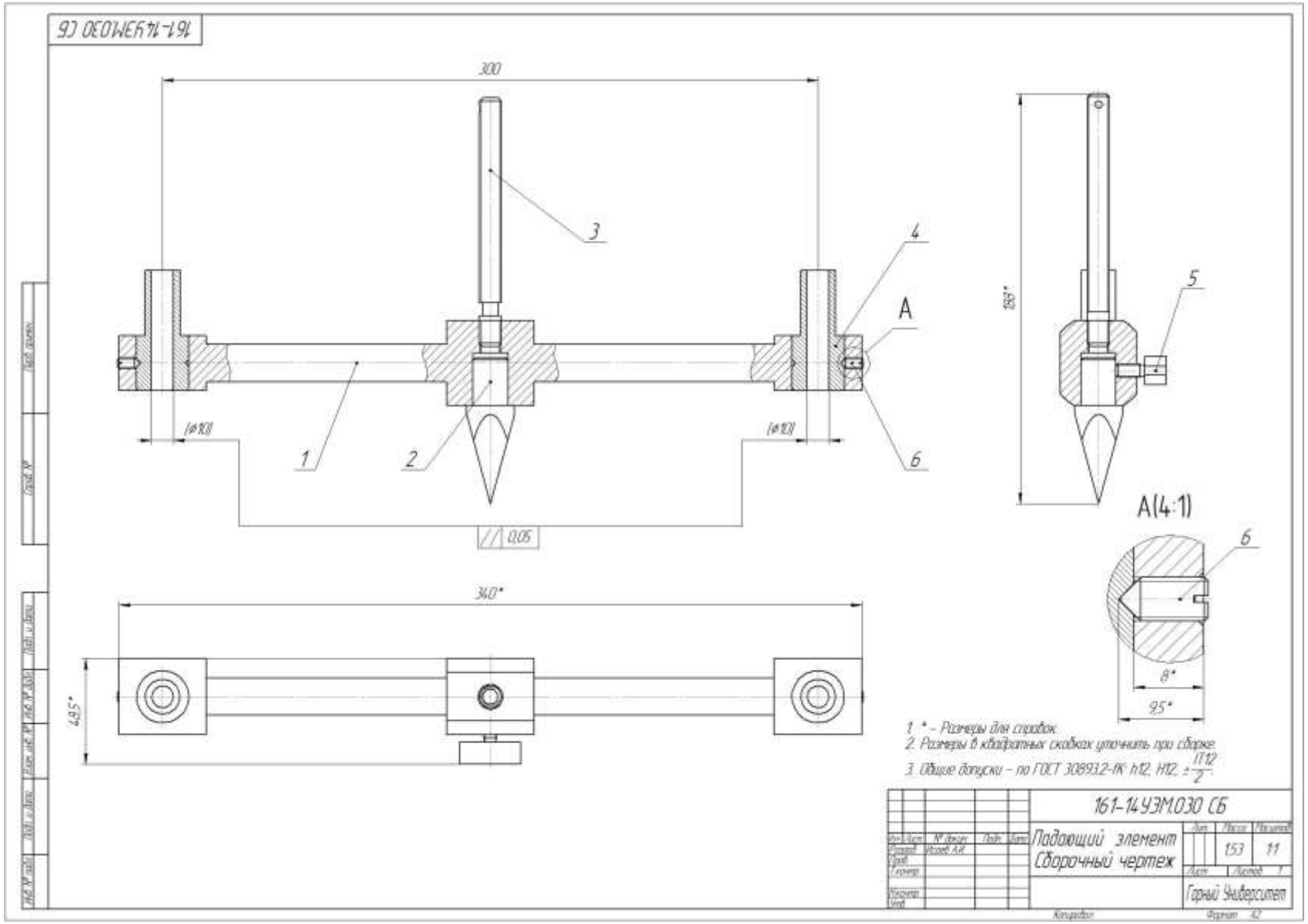


Рисунок Б.3 – График зависимости эксплуатационной производительности ПДМ от длинны транспортирования: 1 – погрузочно-доставочная машина Sandvik LH203; 2 – погрузочно-доставочная машина Sandvik LH201

ПРИЛОЖЕНИЕ В



ПРИЛОЖЕНИЕ Г



ПРИЛОЖЕНИЕ Д

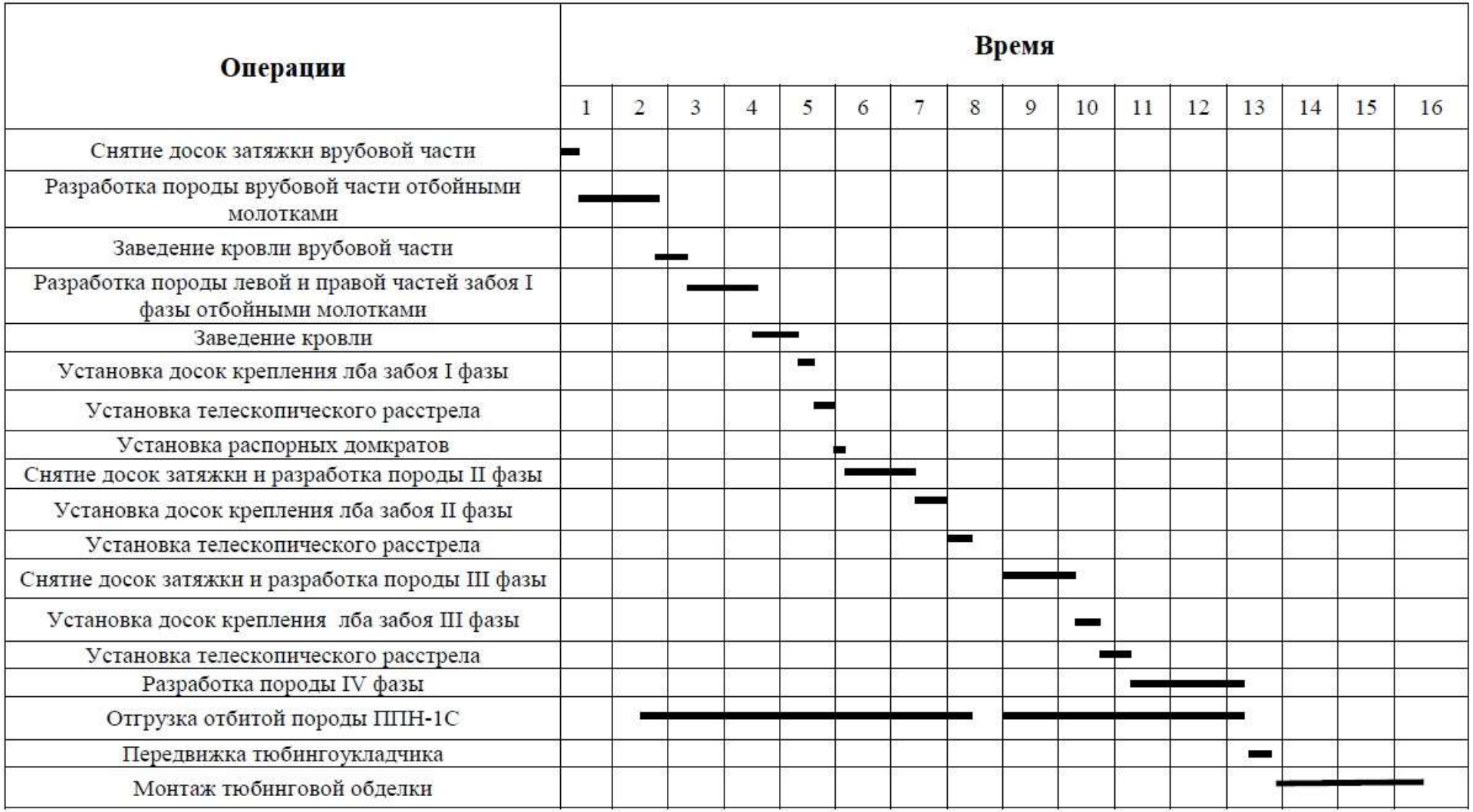


Рисунок Д.1 – Планограмма работ по проходке вспомогательных выработок без щита методом сплошного забоя