

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

УДК 622.236: 622.233.051.5

На правах рукописи



Реготунов Андрей Сергеевич

**ВЫЯВЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗРУШЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ
ПОРОД БУРОВЫМИ КОРОНКАМИ ШТЫРЕВОГО ТИПА**

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

Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук, профессор
Корнилков Михаил Викторович

Екатеринбург – 2016

ОГЛАВЛЕНИЕ

	стр.
ВВЕДЕНИЕ	4
ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МЕХАНИЧЕСКОМ БУРЕНИИ. ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ	10
1.1 Современное состояние инструмента и техники ударно- поворотного способа бурения.....	10
1.2 Факторы, оказывающие влияние на эффективность процесса разрушения породы при ударно-поворотном способе бурения.....	19
1.3 Анализ исследований механизма разрушения горных пород буровым инструментом штыревого типа	27
1.4 Цели и задачи исследования.....	33
Выводы	34
ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТИ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПО ИЗМЕРЕНИЮ И ОЦЕНКЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ И ОБЪЕМОВ РАЗРУШЕНИЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМОВ УДАРНОГО НАГРУЖЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД	36
2.1 Теоретическое обоснование механизма разрушения скальных горных пород при ударно-поворотном способе бурения инструментом штыревого типа	36
2.2 Разработка последовательности экспериментального исследования влияния режимов ударного нагружения на эффективность разрушения скальных горных пород.....	48
2.2.1 Исследование распределения напряжений в скальной горной породе при ударе инденторов в различных режимах.....	48

2.2.2 Последовательность экспериментального исследования разрушения породы в результате динамического воздействия инденторов.....	52
Выводы.....	62
ГЛАВА 3 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОСТРАНСТВЕННОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ, ОБЪЕМОВ РАЗРУШЕНИЙ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД И ВЫЯВЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ИХ ИЗМЕНЕНИЯ	64
3.1 Анализ результатов фотоупругого моделирования распределения напряжений породы забоя под действием твердосплавных инденторов бурового инструмента.....	64
3.2 Анализ механизмов разрушения образцов гранита в экспериментах промежуточного и краевого сколов.....	72
3.3 Установление закономерностей изменения параметров ударного разрушения в экспериментах промежуточного и краевого сколов.....	93
Выводы	106
ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПРИМЕНЕНИЮ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	108
4.1 Методика расчета рационального размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента и обоснования параметров режима бурения.....	108
4.2 Сравнительный расчет эффективности применения бурового инструмента с рациональным расположением инденторов на рабочей поверхности для ударно-поворотного способа.....	118
Выводы	133
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	134
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	136
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	149

ВВЕДЕНИЕ

Для бурения шпуров и скважин в скальных горных породах на горнодобывающих предприятиях применяется ударно-поворотный способ бурения. Прогрессивным при этом способе бурения является инструмент штыревого типа, разрушающий породу забоя размещенными на рабочей поверхности твердосплавными штырями (инденторами).

Буровая техника и инструмент постоянно совершенствуются – применяются новые более прочные конструкционные материалы, улучшается качество твердого сплава, возрастает энергия единичного удара. Однако анализ применения современного отечественного бурового инструмента свидетельствует о его недостаточной эффективности.

Основы теории механических способов бурения были разработаны Е.В. Александровым, В.Д. Андреевым, Г.В. Арцимовичем, Л.И. Бароном, В.Д. Буткиным, В.С. Владиславлевым, Л.Б. Глатманом, Г.М. Крюковым, Б.Н. Кутузовым, О.Г. Латышевым, М.Р. Мавлютовым, И.А. Остроушко, Р.Ю. Подэрни, И.С. Покровским, Ю.И. Протасовым, Н.С. Успенским, В. Lawn, Т.Р. Wilshaw и другими исследователями.

Влияние параметров размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента, их формы и размеров на распределение напряжений и эффективность разрушения горной породы рассмотрено в трудах Б.В. Байдюк, О.Н. Голубинцева, Н.Н. Павловой, А.И. Спивака, Н.А. Чинакала, Л.А. Шрейнера, Р.М. Эйгелеса, Н. Е. Wagner, Н. R.Schumann, М. Hood, N.G.W. Cook и других.

Вопросам разрушения горной породы различными видами ударного способа бурения и определению рациональных параметров инструмента и режима бурения посвящены работы О.Д. Алимова, И.С. Бабенкова, К.И. Иванова, Н.А. Колесникова, Е.И. Королько, А.А. Липина, Н.И. Любимова, В.Ф. Медведева, А.И. Медведко, Э.О. Миндели, В.В. Ржевского, Б.А. Симкина, В.Б. Соколинского, А.Ф. Суханова, В.С. Фёдорова, Г.Л. Хесина, В.В. Царицына, Р.А. Lindqvist,

сотрудников Института горного дела УрО РАН В.С. Блохина, А.В. Казанцева, В.Г. Кузнецова, Р.И. Сухова и других.

Их работы в значительной степени объяснили характер напряженного состояния и основные деформационные процессы, возникающие в скальных горных породах в результате воздействия бурового инструмента, способствовали раскрытию закономерностей влияния основных действующих факторов на эффективность разрушения породы при различных механических способах бурения. Однако, несмотря на большой объем выполненных исследований, единой теории процесса механического разрушения, связывающей действующие факторы и позволяющей оценить их влияние с достаточной для практики точностью, до сих пор не разработано. Имеющиеся экспериментальные результаты фрагментарны, то есть получены и справедливы для конкретных условий эксперимента – конструкции коронки, характера нагрузки, свойств породы. Кроме того они являются трудно сопоставимыми, так как установлены по различным методикам. Даже незначительное изменение в конструкции породоразрушающей поверхности бурового инструмента повлечет изменения в распределении напряжений в нагружаемом объеме скальной горной породы, что вызовет изменения объемов разрушений. В частности для процесса воздействия на скальные горные породы буровой коронкой штыревого типа при ударно-поворотном способе бурения остается малоизученным вопрос о влиянии сближения инденторов, размещаемых на ее рабочей поверхности на величину объема разрушения породы. Этот вопрос имеет большое практическое значение, поскольку согласно исследованиям Р.М. Эйгелеса, Г.М. Арцимовича, М.Р. Мавлютова сближение одиночных инденторов на определенное расстояние друг к другу создает возможность при необходимой нагрузке для разрушения породы не только в лунках, но и промежуточным сколом в пространстве между внедряемыми инденторами. Требуется более детальное исследование и вопрос о влиянии образуемых свободных поверхностей скола в забое шпура (скважины) на величину объема разрушений породы, так как согласно Ю.И. Протасову, размещая инденторы на некотором рациональном расстоянии до образующихся

свободных поверхностей скола, возможно при соответствующей нагрузке обеспечить помимо разрушений породы в лунках, также ее скол вблизи края свободной поверхности. В связи со сказанным исследования закономерностей процесса разрушения скальных горных пород буровыми коронками штыревого типа являются актуальными.

Объект исследований. Скальные горные породы, разрушаемые буровыми коронками штыревого типа при ударно-поворотном способе бурения.

Предмет исследования. Пространственные и энергетические параметры разрушения скальной горной породы ударом и их взаимосвязи.

Цель работы. Выявить экспериментальные закономерности разрушения скальных горных пород ударом инденторами и на этой основе установить их рациональное расположение и энергию удара, позволяющие повысить объем разрушения и снизить энергоемкость ударно-поворотного способа бурения.

Идея работы. На основе обобщения и анализа экспериментальных данных методом нелинейной функционально-факторной регрессии проводится с повышенной достоверностью выявление закономерностей распределения напряжений и объема разрушений скальной горной породы.

Защищаемые научные положения:

1 Относительные касательные напряжения в скальной горной породе при ударах инденторами в области между ними и в области, прилегающей к поверхности скола, по мере удаления от них инденторов уменьшаются согласно экспериментально установленным экспоненциальным зависимостям с коэффициентом детерминации 0,99 и соответствующими длинами релаксации 0,85 и 9,17, выраженными с учетом положения асимптот напряжений в относительных долях диаметра индентора.

2 Установлено, что наибольший объем разрушений под инденторами, обусловленный вертикальной ударной нагрузкой в положениях точек удара одного индентора вблизи от поверхности скола, составляет 61 %, а двух инденторов в удалении от нее 85 %, зависит от энергии удара и в интервале ее изменения от 16 до 80 Дж выражается степенной функцией с показателями 1,8 и 1,33. Остальной

объем разрушений, находящийся вблизи от поверхности скола и в пространстве горной породы между инденторами, происходит сколом под воздействием боковых нагрузок и выражается функцией гауссовой формы с локальным максимумом.

Новизна работы состоит в следующем:

1 Установлены закономерности изменения относительных касательных напряжений в скальной горной породе для области пространства между инденторами, а также для области, прилегающей к краю свободной поверхности скола в зависимости от расстояния до инденторов.

2 Впервые установлены закономерности изменения объема разрушенной скальной горной породы для положения точек удара двух инденторов в удалении от свободной поверхности скола и одиночным индентором вблизи от нее в зависимости от относительного расстояния и энергии удара для первого положения точек удара, от расстояния от индентора до поверхности скола и энергии удара для второго положения точек удара. Это позволяет установить по критерию минимальной энергоемкости рациональные режимы ударного нагружения в процессе ударно-поворотного способа бурения шпуров (скважин) в скальных горных породах.

3 Научно обоснована методика расчета точек размещения инденторов на рабочей поверхности буровой коронки и определения основных параметров режима бурения, совместно обеспечивающих снижение энергоемкости при ударно-поворотном бурении шпуров и скважин в скальных горных породах.

Практическое значение работы заключается в разработке методики определения рационального размещения инденторов на рабочей поверхности буровой коронки штыревого типа, учитывающей возможность создания дополнительных напряжений и объемов разрушения скальной горной породы при создании рациональной ударной нагрузки по забою шпура (скважины). Установленные результаты могут быть применены при разработке новых и совершенствовании применяемых конструкций бурового инструмента штыревого типа.

Задачи диссертационной работы:

1 Анализ результатов исследования механизма разрушения скальных горных пород при ударно-поворотном бурении шпуров и скважин коронкой штыревого типа.

2 Разработка последовательности экспериментов по измерению и оценке пространственного распределения напряжений и объемов разрушений в зависимости от различных режимов ударного нагружения скальных горных пород.

3 Моделирование пространственного распределения напряжений, объемов разрушений скальных горных пород и выявление закономерностей их изменения.

4 Разработка методики расчета точек рационального размещения инденторов на рабочей поверхности буровой коронки штыревого типа и определения основных параметров режима бурения, обеспечивающих эффективное разрушение забоя в процессе бурения шпура (скважины) в скальных горных породах.

Методы исследования включают анализ научно-технической литературы, физическое моделирование, натурные эксперименты, методы математической статистики.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждена корректностью постановки задач, сходимостью экспериментальных данных и результатов физического моделирования, экспериментальными исследованиями, выполненными в достаточном объеме с оценкой полученных результатов методами математической статистики.

Личный вклад автора состоит в постановке задач исследования, разработке схемы и проведении экспериментальных исследований, выполнении аналитических исследований, обосновании научных положений, формулировании выводов и рекомендаций по работе.

Апробация работы. Основные результаты работы докладывались и обсуждались на международных научных конференциях «Неделя горняка», МГГУ, г. Москва (2007, 2010, 2012 гг.), на молодежных научно-практических

конференциях ИГД УрО РАН (2009, 2010, 2012 гг.), Уральском горнопромышленном форуме (Екатеринбург 2009, 2011, 2015 гг.), научно-технических конференциях по буровзрывным работам (2012, 2013, 2014, 2015 гг.).

Публикации. Основные положения диссертации опубликованы в 12 печатных работах, в т.ч. 4 в рецензируемых изданиях, рекомендованных ВАК РФ.

Объем и структура работы. Диссертация изложена на 160 страницах машинописного текста и состоит из введения, четырех глав, заключения, библиографического списка из 121 наименования, 2 приложений; включает 71 рисунок и 17 таблиц.

Практическая реализация работы заключается в использовании методики определения точек рационального размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента штыревого типа в АО «Кировградский завод твердых сплавов» для создания бурового инструмента штыревого типа.

Автор выражает благодарность сотрудникам ИГД УрО РАН, лично кандидату технических наук Р.И. Сухову, коллективам инженерно-технических работников ОАО «Ураласбест», ОАО «Сибирский гранитный карьер», ОАО «Шабровский тальковый комбинат», своим родителям за оказанную поддержку при проведении диссертационной работы.

ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МЕХАНИЧЕСКОМ БУРЕНИИ. ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1 Современное состояние инструмента и техники для ударно-поворотного способа бурения

При разработке твердых полезных ископаемых для бурения шпуров и скважин в скальных горных породах (гранитах, пироксенитах, мраморах, гнейсах, кварцитах, песчаниках и др.) применяется ударно-поворотный способ. Скальные горные породы соответствуют породам, отнесенным проф. М.М. Протодяконовым по степени крепости к крепким, очень крепким и в высшей степени крепким. На горнодобывающих предприятиях с подземной добычей полезных ископаемых с помощью ударно-поворотного способа в среднем ежегодно бурится более 3,5 млн. метров шпуров и скважин для проведения подготовительных и очистных выработок, а на карьерах – около 1,5 млн. метров для получения отрезных щелей и заоткоски уступов наклонными скважинами и на разделке негабарита [92-96].

На рисунке 1.1 представлен график, показывающий динамику роста себестоимости бурения шпуров (скважин) на некоторых шахтах Урала и Сибири.

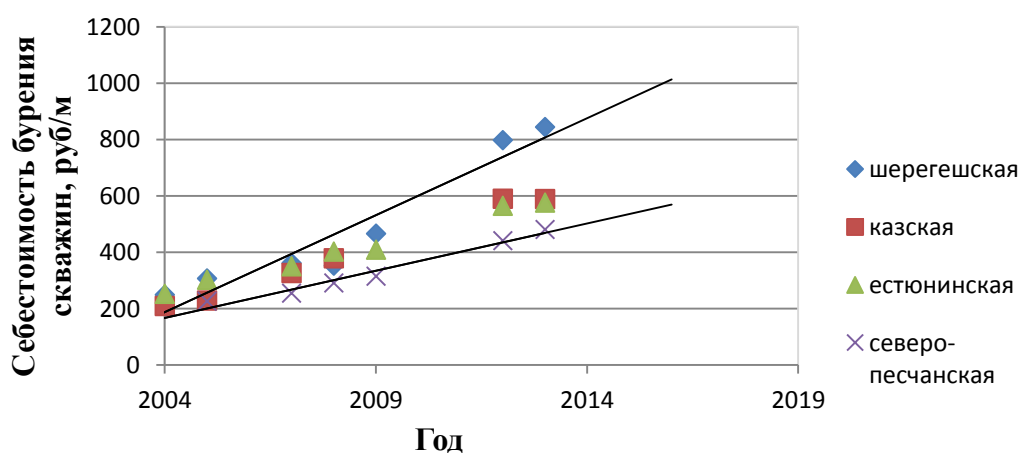


Рисунок 1.1 – Динамика роста себестоимости бурения взрывных скважин на некоторых шахтах Урала и Сибири

Анализ динамики изменения затрат на бурение 1 метра взрывной скважины за последние 10 лет позволил установить, что себестоимость бурения скважины выросла в среднем в 2,5 раза [92-96]. Основными причинами роста себестоимости бурения являются увеличение стоимости применяемого бурового инструмента, недостаточная его износостойкость, увеличение роста тарифов на энергоносители, применение морально и физически устаревших моделей пневматических перфораторов, увеличение блочности и прочности горного массива вследствие понижения горных работ [89].

На фоне наблюдающегося роста добычи руды (рис.1.2) и связанного с этим увеличения объема бурения шпуров и скважин на горнодобывающих предприятиях возникает острая необходимость снижения ресурсоемкости технологических процессов, в том числе процесса бурения, в соответствии с требованиями, сформулированными в работах [84,85,99].

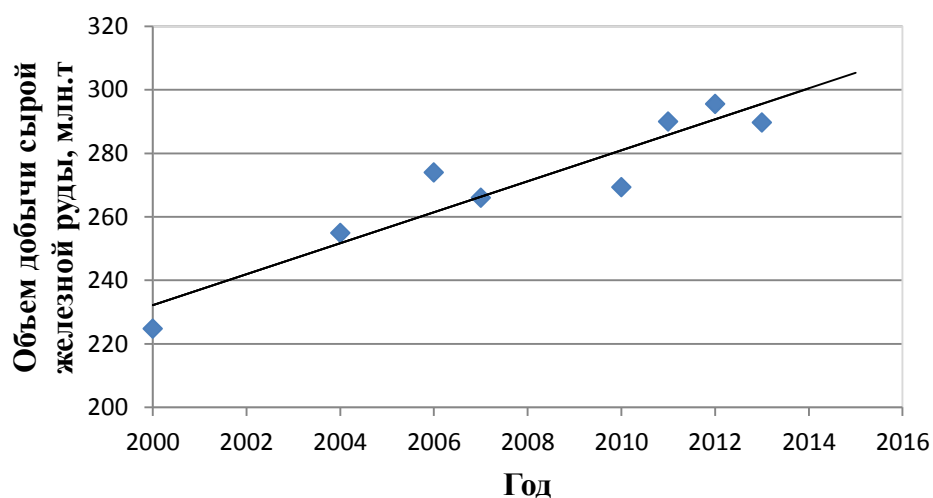
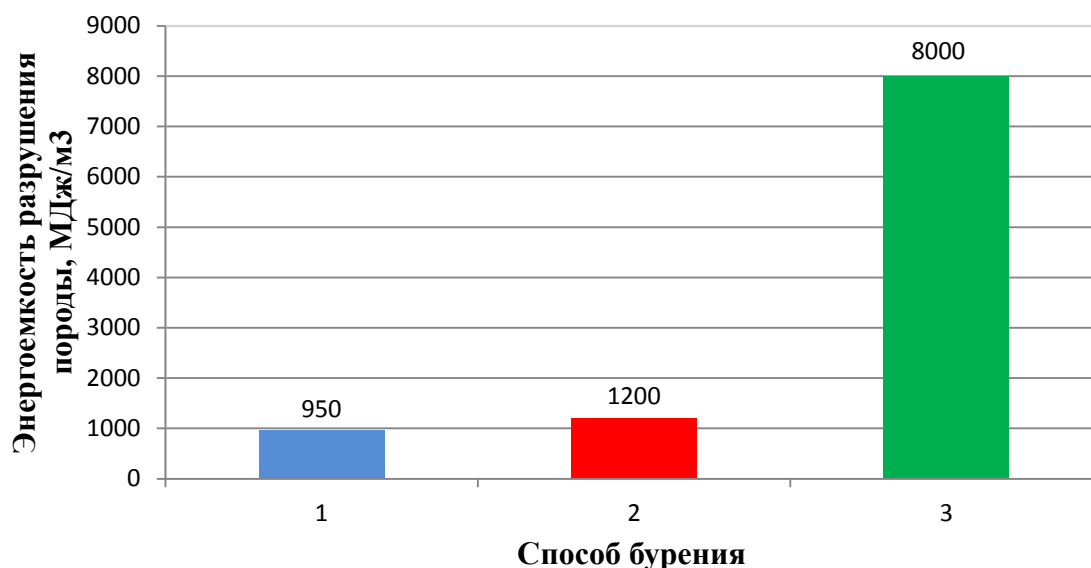


Рисунок 1.2 – Динамика изменения объёма добычи сырой железной руды (крупные горнодобывающие предприятия России)

В настоящее время известно более 40 способов бурения. Из них наиболее востребованы ударный, вращательный (шарошечное бурение, алмазное бурение), ударно-вращательный, вращательно-ударный, ударно-поворотный способы. На рис. 1.3 приведена сравнительная диаграмма энергоемкости для некоторых способов, построенная по данным [82].



1 – механические способы; 2 – физические; 3 – электроимпульсные

Рисунок 1.3 – Сравнительный анализ различных способов бурения по энергоемкости разрушения породы

Анализ различных способов показал, что применение ударного, ударно-вращательного, ударно-поворотного способов по энергоемкости не превышает значения, равного 950 МДж/м³, и они являются менее энергоемкими в сравнении с другими, учитывая простоту их применения и невысокую стоимость.

Режим ударно-поворотного способа бурения определяется энергией единичного удара, частотой ударов, осевым усилием, частотой вращения, крутящим моментом, количеством сжатого воздуха, подаваемого в скважину. Для реализации данного способа бурения применяют различные перфораторы.

Впервые перфораторы были применены в 1839 г. французом Тригером при проходке ствола шахты глубиной 20 м. Первый молоток для бурения сжатым воздухом был предложен в 1844 г. Брунтоном. Молоток производил 200 ударов в минуту. Единичные перфораторы применяли в России с 1878 г. на Богословском медном руднике, а с 1907 г. – и в Донбассе [25].

Высокая эффективность применения первых перфораторов в горном деле заставила промышленников интенсивно работать над совершенствованием этих

машин: за 28 лет (с 1849 по 1877 гг.) было запатентовано около 80 конструкций, которые продолжают совершенствоваться и в настоящее время.

В зависимости от массы и условий применения их подразделяют на группы: переносные, телескопные и колонковые [101].

Переносные перфораторы применяют для бурения горизонтальных и нисходящих шпуров глубиной до 5 м. Наиболее распространенными являются диаметры 40 и 42 мм. Бурение ведут в породах, имеющих коэффициент крепости f от 6 до 20.

Телескопные перфораторы предназначены для бурения шпуров, направленных вверх, диаметром 40 – 85 мм, глубиной до 15 м в породах средней крепости и крепких.

Колонковые перфораторы позволяют бурить шпуров и скважины любого направления диаметром 40 – 85 мм, глубиной до 50 м.

Основными заводами – изготовителями перфораторов в России являются ОАО «Пневматика» (г. Санкт-Петербург), ОАО «Кыштымское машиностроительное объединение» (г. Кыштым), ОАО «Старооскольский механический завод» (г. Старый Оскол), ПО «Туламашзавод» (г. Тула). За рубежом ведущими странами по изготовлению бурового оборудования являются Швеция, Франция, Япония, Финляндия.

Принцип работы перфоратора заключается в том, что при ударе о хвостовик бурового става поршень перфоратора генерирует силовой импульс, который затем передается через штанги буровой коронке. Форма силового импульса определяется амплитудой напряжения во времени и зависит от длины, площади сечения и скорости приложения силовой нагрузки.

В последнее время на предприятиях России и СНГ, преимущественно разрабатывающих руды цветных металлов, морально устаревшие пневматические перфораторы (пневмоперфораторы) заменяют на гидравлические перфораторы (гидроперфораторы), применяемые в импортных буровых установках, например, Фурукава, Симба, Соло. Применение гидроперфораторов по сравнению с пневмоперфораторами обеспечивает подвод к буровому инструменту в 3–5 раз

большей мощности удара и повышает производительность в 2–3 раза, сокращает расходы на содержание компрессорных станций, существенно уменьшает продолжительность вспомогательных операций и увеличивает на 30 % скорость бурения [1, 16, 42]. За рубежом уже более 30 лет повсеместно на горнодобывающих предприятиях применяются гидрофицированные буровые установки, позволяющие автоматизировать процесс бурения шпуров (скважин).

Сравнительная характеристика часто применяемых отечественных пневмоперфораторов и зарубежных гидроперфораторов по величине энергии удара и давления рабочей среды приведена в табл. 1.1.

Таблица 1.1 – Технические характеристики отечественных и зарубежных перфораторов [30-31]

Тип перфоратора	Завод-изготовитель	Энергия удара, Дж	Давление рабочей среды, МПа	Диаметр коронки, мм
1	2	3	4	5
Гидравлический перфоратор HLX5	Сандвик, Финляндия	320	15	43-64
Гидравлический перфоратор HL510		271	15	43-51
Гидравлический перфоратор HFX 5T		340	15	45-64
Пневматический переносной перфоратор ПП54В1	Пневматика, Россия	54	0,5	40-46
Пневматический переносной перфоратор ПП63В2		63	0,5	40-46
Пневматический перфоратор ПП60НВ	Туламашзавод, Россия	60	0,7	32-40
Пневматический перфоратор ПП80НВ		76	0,7	40-46

Из табл. 1.1 следует, что давление рабочей среды (воздуха) в пневмоперфораторах отечественных заводов-изготовителей является низким и не превышает 0,7 МПа. Тем не менее, зарубежные гидроперфораторы работают при высоком давлении рабочей среды (масла) – 15-25 МПа, что позволяет передавать на инденторы бурового инструмента повышенную энергию удара, обеспечивая в несколько раз большую скорость проходки шпуров (скважин). Индентор – это обобщенный термин, разновидностями которого являются штамп, пуансон и рабочие элементы породоразрушающих инструментов (зуб, штырь, лезвие) [19]. Недостаточная эффективность отечественной техники для ударно-поворотного способа бурения в сравнении с импортной [67] не позволяет пока еще достичь ее потенциального предела по производительности и энергоемкости проходки шпуров (скважин).

Развитие перфораторов для ударно-поворотного способа бурения главным образом было связано с повышением энергии единичного удара, что в свою очередь предопределило развитие конструкций бурового инструмента.

Значительный научный и производственный вклад в совершенствование буровых инструментов и создание новых, разработку теории их расчета и взаимодействия с породой внесли ученые ИГД им. А.А. Скочинского, НИПИГОРМАШ, МГГУ, ИГД СО АН СССР, ИГД МЧМ СССР, Украинский институт твердых сплавов, КузГТУ, Томский государственный университет, Криворожский НИГРИ, ИГД им. Д.А. Кунаева, Гипроуглемаш, ВНИИПодземмаш, ВНИИТС, Кыштымский машиностроительный завод, Серовский механический завод, Старооскольский машиностроительный завод горного оборудования и другие научные и производственные организации.

В истории развития бурового инструмента для ударно-поворотного способа отмечается три периода [43]. Первый период характеризуется массовым внедрением несъемных коронок из низкоударопрочной и хрупкой углеродистой стали. На втором этапе (30–40-е гг. XX в.) решение проблемы совершенствования бурового инструмента связано с применением карбидо-вольфрамо-кобальтовых

твердых сплавов. Использование твердого сплава на практике оказалось революционным шагом в горном деле.

В 40-х гг. XX в. разработчики обратили внимание на выбор рациональных параметров съемных лезвийных коронок, армированных твердыми сплавами.

В 50-х гг. XX в. в несколько раз возросло давление сжатого воздуха, подаваемого на забой, и энергия удара, что обусловило снижение стойкости существующих коронок. Проблема конструирования коронки обострилась. В результате многочисленных экспериментальных работ по усовершенствованию инструмента для бурения шпуров были установлены конструктивные параметры, в наибольшей степени влияющие на скорость бурения и износостойкость лезвийного инструмента: рабочие углы лезвий, их число, взаимное расположение и относительная толщина, число и расположение на коронке отверстий для промывки шпуров водой и диаметр коронки. На конструкцию коронки оказывали существенное влияние размеры и число пластинок или инденторов твердого сплава. Одним из направлений совершенствования конструкции лезвийной коронки явилось создание коронки крупного скола, при бурении которой образуются дополнительные свободные (обнаженные) поверхности, и разрушение породы происходит в значительной мере за счет усилий на растяжение. В этот период при бурении шпуров и скважин большого диаметра получили применение коронки с опережающим лезвием.

Во второй половине XX в. продолжились поиски более совершенных конструкций коронок. Период 50-х гг. характеризуется массовым внедрением на рудниках СССР съемных коронок. За рубежом уже было налажено серийное производство коронок. Десятки фирм в разных странах производили сотни различных по конструкции съемных коронок для различных условий бурения шпуров и скважин.

В последнее время для бурения скважин в скальных горных породах все более широкое распространение получает инструмент штыревого типа – штыревые коронки [28, 29, 31] (рис.1.4).

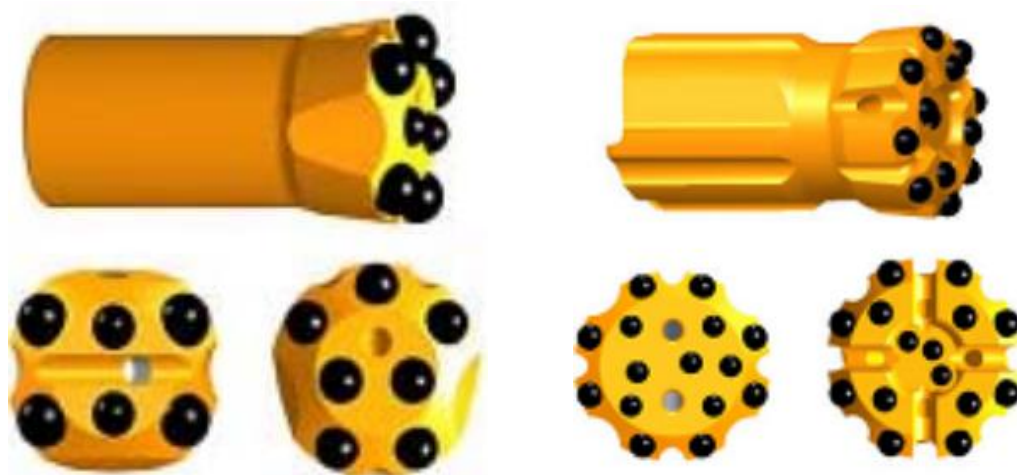


Рисунок 1.4 – Буровые коронки штыревого типа

Первоначальной мотивацией к их созданию послужила необходимость повысить надежность бурового инструмента лезвийного типа (рис. 1.5).

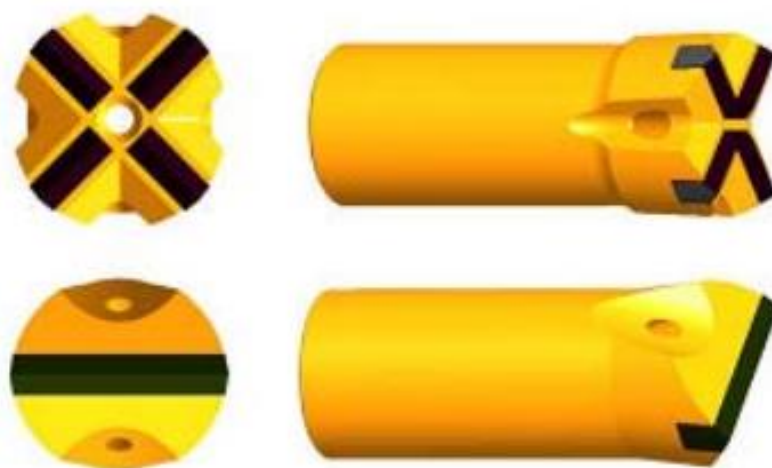


Рисунок 1.5 – Буровые коронки лезвийного типа

За рубежом штыревые коронки стали применять значительно раньше, чем в СССР. В мае 1964 года штыревые коронки типа «Рэмбласт» фирмы «Хьюз Тул Компани» были экспонированы на угольной выставке в Кливленде, штат Огайо.

В настоящее время штыревые коронки широко используются на горных предприятиях при бурении машинами ударного действия взрывных шпуров и скважин различного диаметра в крепких и крепчайших, абразивных, трещиноватых скальных горных породах.

Современное состояние коронок штыревого типа характеризуется:

– различным типом расположения инденторов на рабочей поверхности коронки;

– применением инденторов с баллистической, полубаллистической, полусферической, конусной формами контактной поверхности. Инденторы с баллистической, конусной, полубаллистической формами поверхности обладают высокой скоростью внедрения в породу. Их применяют для коронок, предназначенных для бурения в породах средней крепости, мягких и средней абразивности;

– способностью к затачиванию, выдерживая до 6 – 7 заточек на заточной машине;

– обеспечением передачи более значительных удельных ударных нагрузок на забой шпура (скважины), достигая в 2,5 – 3 раза большую скорость бурения в схожих условиях по сравнению с лезвийными коронками.

Проведенный анализ патентов РФ, выданных на полезные модели и изобретения бурового инструмента штыревого типа за последнее десятилетие [54-63] показал, что главным образом работы по улучшению бурового инструмента ведутся в направлении поиска более совершенной контактной формы инденторов, их взаимного расположения на рабочей поверхности коронки, условий равномерного износа корпуса коронки и инденторов.

Следует отметить, что современные технологии запрессовки (в отличие от паяния в лезвийных) в штыревых коронках позволяют использовать более износостойкие вольфрамо-кобальтовые сплавы с меньшим содержанием кобальта. В будущем для штыревых коронок будут использоваться еще более ударостойкие сплавы, что означает расширение области применения коронок по крепости и абразивности пород и многократное увеличение удельной энергии удара (ударной мощности). Лезвийный инструмент выпускается лишь некоторыми зарубежными производителями в ограниченном типоразмерном ряду. В России этот инструмент более популярен, так как он используется совместно с перфораторами, имеющими малую удельную энергию удара, что не ведет к

поломке лезвий, но и не обеспечивает высокой скорости и низкой энергоемкости бурения.

В результате анализа современного состояния вопросов, связанных с эффективностью применения бурового инструмента для ударно-поворотного способа бурения установлено, что, во-первых, постоянно ухудшающиеся условия бурения скважин: увеличение объемов выемки скальных горных пород, изменение их прочности в сторону повышения – определяют необходимость разработки конструкций штыревого инструмента, обеспечивающих снижение удельных затрат энергии удара буровой машины при проходке шпуров и скважин в скальных горных породах; во-вторых, существенные резервы в повышении производительности, снижении энергоемкости бурения за счет подбора конструктивных параметров бурового инструмента далеко не исчерпаны; в-третьих, нет согласия между исследователями в вопросе о степени влияния конструктивных элементов буровой коронки на эффективность ее применения, о чем свидетельствует большое многообразие существующих полезных моделей.

Поэтому намечающиеся исследования закономерностей процесса взаимодействия бурового инструмента штыревого типа со скальными горными породами являются актуальными и представляют большой практический интерес.

1.2 Факторы, оказывающие влияние на эффективность процесса разрушения породы при ударно-поворотном способе бурения

Для расчета механической скорости бурения в литературе [13,14, 25, 36, 40, 64,65,78,104] отражено значительное число аналитических выражений. С помощью метода ранжирования автором получено статистическое распределение факторов по частоте встречаемости их в выражениях [69,71].

В табл.1.2 приведены факторы, учитываемые различными исследователями при расчете механической скорости бурения.

Таблица 1.2 – Анализ формул для расчета скорости бурения

Характеристики бурового инструмента и физико-механических свойств горных пород	Обозначение	Способ бурения, инструмент, автор								Распространенность фактора P_i
		Ударно-поворотный	Ударный	Вращательно-ударный	Ударно-вращательный					
		Лезвийный инструмент						Штыревой инструмент		
		К. И. Иванов	Р. Ю. Подэрни	О. Г. Латышев	Ю. А. Пешалов	Н. И. Любимов	ЦНИГРИ	В. С. Блохин	Г.М. Крюков	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Энергия единичного удара	A	1	1	0	1	0	0	0	1	0,500
Частота ударов	n_y	1	1	1	1	0	0	1	1	0,750
Угол приострения лезвия	γ	0	1	0	0	0	0	0	0	0,125
Статическая нагрузка на инструмент	$P_{ст}$	0	0	0	1	0	0	0	0	0,125
Эквивалентное напряжение	$\delta_{эkv}$	0	0	0	0	0	0	1	0	0,125
Число периферийных вставок или лезвий	$z_{пф}$	0	1	1	0	0	0	0	1	0,375
Диаметр шпура или скважины	$d_{кр}$	0	0	0	0	0	0	0	1	0,125
Число периферийных зубьев	$d_{пф}$	0	0	0	0	0	0	0	1	0,125
Показатель сопротивляемости породы разрушению	-	1	1	1	-	-	1	1	1	0,875
Коэффициент для конкретного инструмента	$B_{п}$	0	0	0	0	0	1	0	0	0,125
Коэффициент для постоянной абразивности	$a_{п}$	0	0	0	0	0	1	0	0	0,125
Площадь упругого контакта вставок	F	0	0	0	0	0	0	1	0	0,125
К.П.Д. нагрузки на разрушение	η	0	0	0	1	0	0	0	1	0,250
Частота вращения	$n_{вр}$	0	0	1	1	0	0	0	0	0,250
Диаметр коронки	d	1	1	0	0	0	0	1	0	0,375
Коэффициент поражения забоя	a_1	0	0	0	0	0		1	0	0,125
Число проработок забоя	n_1	0	0	0	0	0	0	1	0	0,125
Коэффициент затупления	K_3	0	1	0	0	0	0	0	0	0,125

Пояснение к таблице: 1 - фактор учтён в формуле; 0-фактор отсутствует в формуле.

Для каждого фактора определена его распространенность P_i

$$P_i = \frac{\sum_{i=1}^k n_i}{T}, \quad (1.1)$$

где $\sum_{i=1}^k n_i$ —количество формул, учитывающих i -й фактор;

T — общее количество оценённых формул.

Анализ табл. 1.2 позволил установить факторы, влияющие на эффективность разрушения горной породы при ударных способах бурения, в том числе при ударно-поворотном способе.

Установленные факторы можно объединить в основные группы (рис. 1.6):

1) физико-механические свойства (прочность на сжатие, сдвиг, растяжение, пластичность, абразивность, контактная прочность, дробимость, твердость по штампу);

2) конструктивные (диаметр коронки, диаметр индентора, угол приострения лезвия, количество и конфигурация размещения инденторов);

3) режимные (энергия единичного удара, частота ударов и вращения, осевое усилие на инструмент, расход воздуха).

Из анализа табл. 1.2 также следует, что доля влияния конкретного фактора на эффективность бурения оценивается исследователями по-разному. В наибольшей степени оказывают влияние факторы, связанные с физико-механическими свойствами, далее по значимости следуют конструкция бурового инструмента и факторы, связанные с режимом бурения.

Исследования влияния факторов, связанных с конструкцией бурового инструмента, выполнены в работах [6, 9, 12, 19, 25, 36, 37, 38, 44, 52, 87, 88, 103, 109, 111, 112, 113]. Основной объем исследований проведен для бурового инструмента лезвийного типа, устаревшего в настоящее время.

Установлено, что при увеличении диаметра инструмента скорость бурения при неизменной нагрузке снижается. Определенное влияние оказывают форма контактной поверхности бурового инструмента, количество инденторов в инструменте и их взаимное расположение.



Рисунок 1.6 – Группы факторов, влияющих на эффективность разрушения породы при ударно-поворотном способе бурения

Г.В. Арцимович [6] и Р.М. Эйгелес [112] экспериментально установили при статическом характере нагрузки влияние величины расстояния между инденторами, при определенном значении которого происходит дополнительное разрушение породы между ними. М.Р. Мавлютов [44] полагал, что расстановка

инденторов в случайном порядке в наибольшей степени влияет на эффективность разрушения по сравнению с какой-либо определенной схемой.

Таким образом, изменение в конструкции расположения инденторов породоразрушающего инструмента должно вызвать в процессе бурения повышение эффективности разрушения скальных горных пород.

Влияние факторов, связанных с режимом бурения, на эффективность разрушения рассмотрено в работах В.С. Блохина [13,14], Ю.И. Протасова [68], Р.М. Подэрни [65], О.Д. Алимова [2,3], В.Б. Соколинского [86], Г.А. Красавина [11], Н.С. Родионова [79], А.И. Мелекесцева [47], И.Ф. Медведева [46], Э.О. Миндели [49].

Значительный вклад в исследование закономерностей влияния величины энергии единичного удара на энергоемкость разрушения крепкой скальной породы (гранита, мрамора) выполнены Е.Ф. Ратниковым [11], Л.А. Шрейнером [111], М.Р. Мавлютовым [44], Е.И. Королько [34,35], А.А. Липиным [41], В.В. Тимониным [97]. Ими для различных форм инденторов (лезвия, индентора с плоским основанием, со сферической рабочей поверхностью) установлен скачкообразный характер разрушения породы. При этом каждому скачку соответствует определенный вид деформаций. Выявлено, что энергоемкость разрушения стремится к минимальному значению при увеличении энергии единичного удара до определенного ее значения. Минимальная энергоемкость разрушения изменяется в зависимости от физико-механических свойств породы.

В.С. Блохин [13] выполнил исследования влияния частоты вращения на эффективность разрушения для различных по физико-механическим свойствам пород. При определенной частоте вращения коронки происходит не только дробление породы, но и разрушение её действующими напряжениями изгиба и растяжения, кроме того возникают дополнительные трещины значительной протяжённости. Снижение частоты вращения приводит к тому, что очередные удары инструмента по забою наносятся на значительном угловом расстоянии друг от друга и не создают в породе напряжений, достаточных для скалывания всего объёма. При достаточно высокой частоте вращения разрушение породы

происходит за счёт скола в сторону следа предыдущего удара с последующим измельчением разрушенного объёма. Автор указывает, что для установления рационального режима бурения в конкретных горно-геологических условиях необходимо проводить дополнительные исследования.

И.Ф. Медведев [46] установил зависимости энергоемкости разрушения породы от величины расстояния между ударами по экспериментальным данным для трех типов скальных горных пород - мрамора, гранита, амфиболо-магнетито-гематитового сланца. Зависимости имеют параболический вид с явно выраженным минимумом, который для данной породы соответствует рациональному расстоянию между ударами или рациональному значению частоты вращения бурового инструмента при постоянном числе ударов поршня в единицу времени. Для всех трех пород энергоемкость разрушения возрастает от своего минимума при уменьшении и увеличении расстояния между ударами относительно рационального. Для каждой породы существует рациональное расстояние между ударами, которое уменьшается с увеличением прочности породы и при котором достигается минимальная энергоемкость разрушения породы при бурении.

В работах [2, 12, 108, 109] установлено, что для каждой породы существует определенный угол поворота лезвийного инструмента, при котором разрушение происходит с наименьшей энергоемкостью. Авторы исследований ограничились рассмотрением нескольких типов скальных горных пород – мрамора, гранита, песчаника.

Таким образом, взаимосвязи между углом поворота и энергоемкостью могут быть описаны закономерностями, имеющими экстремум, достигаемый при соблюдении рационального значения угла поворота лезвийного инструмента, связанного с расстоянием между ударами.

Опыты, проведенные О.Д. Алимовым [2] с сотрудниками в Томском политехническом институте, позволили установить, что для каждой совокупности условий разрушения существует свое рациональное значение частоты ударов, при котором энергоемкость разрушения минимальна.

Следует отметить, что для процессов динамического нагружения характерно наличие довольно резко выраженных экстремальных значений в зависимостях, связывающих параметры процесса. Это является общей чертой ударных способов разрушения горных пород.

В работах [19, 40, 78, 80, 87, 88, 91] рассмотрены вопросы влияния физико-механических свойств горных пород на эффективность их разрушения при бурении.

Установлено, что при разрушении горных пород бурением в них нужно стремиться создавать растягивающие, касательные напряжения, поскольку предел прочности пород при соответствующих этим напряжениям деформациях (изгиба, сдвига, скола) в 8-17 раз меньше предела прочности на сжатие.

Доказано, что при ударно-поворотном бурении пород с высокими пластическими свойствами их разрушение характеризуется низкими скоростями бурения и высокой энергоемкостью процесса. Эффективность данного способа бурения достигается в породах хрупких и хрупко-пластичных по классификации Л.А. Шрейнера [111], поскольку при динамическом внедрении бурового инструмента образуются значительные зоны трещинообразования и отколов, в которых область разрушения в несколько раз превышает область внедрения в плане и по глубине. Анализ построенной зависимости по данным, представленным в [78], показывает, что коэффициент хрупкости $k_{хр}$, характеризующий способность породы к деформациям растяжения и сдвига, прямо пропорционально увеличивается с повышением ее предела прочности на сжатие (рис. 1.7), поэтому область применения ударно-поворотного способа бурения может быть расширена до весьма крепких скальных пород (гранит, кварцит, диабаз, песчаник, пироксенит и т.д.).

В работе [11] приведены данные о том, что при увеличении коэффициента крепости породы возрастает минимальное рациональное значение энергии удара.

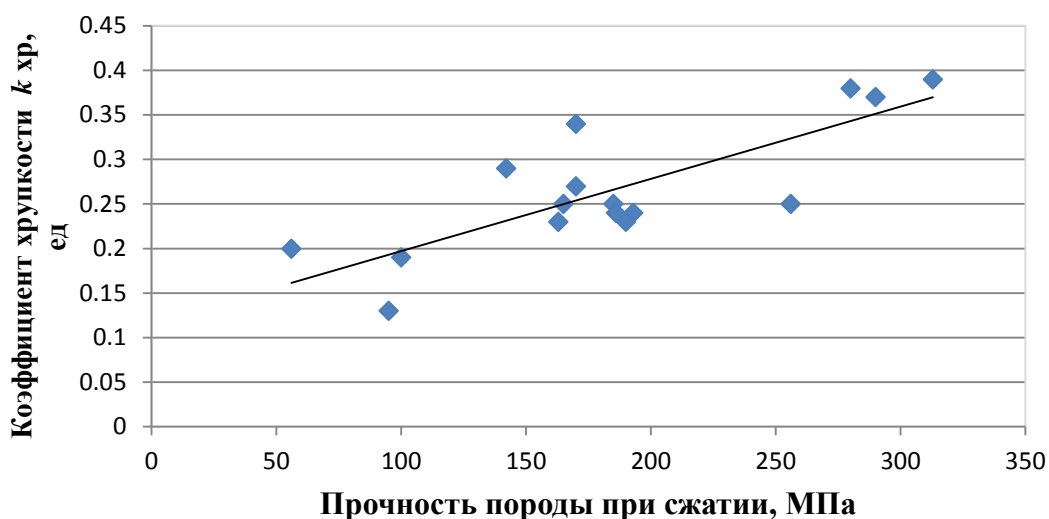


Рисунок 1.7– Взаимосвязь коэффициента хрупкости и прочности породы при сжатии

В литературе [14, 36, 38, 65, 78], посвященной вопросам расчета параметров бурения, прочность пород рассматривается как индивидуальная способность буримой породы выдерживать нагрузки, вызванные определенным комплексом разрушающих воздействий, присущих различным механическим способам бурения – алмазному, шарошечному, ударно-вращательному, ударно-поворотному и другим. Однако прочность зависит не только от ее индивидуальных качеств, нарушенности, абразивности и других свойств, но, согласно современным позициям теории сопротивления материалов [53, 98], и от условий нагружения, которые определяются конструктивными и режимными факторами.

Таким образом, разрушение горных пород при бурении шпуров (скважин) ударно-поворотным способом является многофакторным процессом. Анализ изученности действующих факторов показал, что на эффективность процесса бурения оказывают основное влияние факторы, связанные с физико-механическими свойствами породы, конструкцией инструмента, режимом бурения. Результаты проведенных исследований закономерностей влияния рассмотренных факторов на эффективность разрушения при бурении являются оценочными и усредненными, установлены главным образом для бурового инструмента лезвийного типа, исчерпавшего ресурс повышения

эксплуатационных качеств. Однако для более прогрессивного инструмента штыревого типа такие закономерности исследованы недостаточно, что в значительной степени препятствует раскрытию имеющегося резерва по повышению производительности и снижению энергоемкости ударно-поворотного способа бурения инструментом данного типа. Поэтому необходимо развитие исследований по выявлению взаимосвязей между основными влияющими факторами на эффективность процесса разрушения скальных горных пород.

1.3 Анализ исследований механизма разрушения горных пород буровым инструментом штыревого типа

Попытки описать процесс разрушения породы под коронкой при ударно-поворотном способе бурения предпринимались практически с его внедрением. В исследованиях взаимодействия бурового инструмента с породой выделяются два основных подхода. Первый подход моделирует внедрение инструмента одиночным погружением в породу. Второй подход рассматривает взаимодействие группы инденторов и породы.

В основе аналитического анализа взаимодействия твердосплавного элемента и породы применяли решения задач Буссинеска, Фламана, Герца для случая контакта осесимметричного штампа с упругой средой. Применение решений указанных авторов позволило Л.А. Шрейнеру и Н.Н. Павловой установить, что в области упругой деформации контактные напряжения максимальны на контуре поверхности пуансона, снижаясь до минимума при приближении к центру.

Р.М. Эйгелес установил, что объем породы под пуансоном находится в сложном напряженном состоянии, характеризуемом тремя зонами, одна из которых названа ядром всестороннего сжатия. Также установлено, что ядро всестороннего сжатия определенным образом зависит от коэффициента Пуассона.

При уменьшении коэффициента Пуассона ядро всестороннего сжатия также уменьшается и поле главных напряжений стягивается к контуру.

Решения контактных задач теории упругости применительно к процессу взаимодействия индентора с упругой идеальной средой позволили описать его до начала разрушения. Для реальных пород параметры механизма разрушения при внедрении в нее индентора изучались экспериментально ввиду сложности аналитического подхода.

Модели разрушения горной породы при одиночном внедрении индентора впервые предложены Долежалекком и Шпарре [40], далее развиты Н.С. Успенским [102], И.С. Покровским [66], И.А. Остроушко [52], Л.А. Шрейнером [111], Р.Ю. Подэрни [65], Б.В. Байдюк, Н.Н. Павловой [8,18], Г.М. Крюковым [36]. Н. Е. Wagner и Н. R Schumann [121], В. Lawn и Т. R. Wilshaw [117], М. Hood, N.G.W. Cook [114,115], Р. А. Lindqvist [118].

В исследованиях механизма разрушения при однократном воздействии одиночного индентора применялись: долото бура, выполненное в форме симметричного клина, штыри с плоским основанием, со сферической и конической контактными поверхностями. В теоретических построениях режим нагружения принят статический.

На основе анализа предложенных моделей механизма разрушения при внедрении одиночного индентора выдвинуты различные гипотезы о преобладающем виде напряжений, приводящих к разрушению породы (табл. 1.3). Основным механизмом разрушения породы согласно [102] – это сдвиги частей породы под некоторым углом одна к другой, расширение «главного объема давления» в направлении свободной поверхности согласно [52], действие сжимающих и сдвигающих напряжений согласно [64], в работе Л.А. Шрейнера [111] для двух классов скальных горных пород: упруго-хрупких (гранит, кварцит, джеспилит); упруго-пластичных (мрамор, известняк песчаник) общей причиной разрушения являются максимальные касательные напряжения.

Таблица 1.3– Анализ механизмов разрушения породы при внедрении одиночного индентора

Автор	Суть гипотезы механизма разрушения	Действующие напряжения	Экспериментальное подтверждение
1	2	3	4
Н.С. Успенский	Долото бура внедряется в породу, раздвигая и раздавливая ее частицы. Модель устанавливает пропорциональность силы удара глубине внедрения долота, временному сопротивлению породы раздавливанию.	Напряжения сжатия	-
И.С. Покровский	Внедрение бура в породу приводит к образованию призмы максимальных касательных напряжений по длине лезвия инструмента. Основной механизм разрушения породы – это сдвиги частей породы под некоторым углом одна к другой.	Напряжения сдвига	-
И.А. Остроушко	Вводится понятие «главный объем давления» и «объем скалывания», влияющие на эффективность процесса разрушения. Расширяясь под действием нагрузки, главный объем давления, скалывает прилегающую к нему породу в направлении свободной поверхности. После этого главный объем давления мгновенно разгружается, взрывообразно разрушаясь. Под индентором остается переизмельченная порода, которая служит дополнительным рабочим телом, передающим нагрузку на окружающий массив. При дальнейшем увеличении нагрузки цикл повторяется снова, при значительно большей нагрузке, чем при первом цикле разрушения.	Максимальные касательные напряжения	-
Р.Ю. Подэрни	Под действием силы удара в массиве создается сложное напряженное состояние: под действием сжимающих напряжений под разрушающей гранью инструмента образуется уплотненное ядро из раздробленной породы, а под действием сдвигающих напряжений, появляющихся от сил, происходит скол частиц породы под углом в сторону открытой плоскости.	Максимальные напряжения сжатия и сдвига	-
Л.А. Шрейнер	Под основанием индентора происходит всестороннее сжатие объема породы. Ядро находится в условиях более сильного и более равномерного всестороннего сжатия по сравнению с остальной массой тела. Ядро уплотнения играет роль «буферного тела», опережая индентор под нагрузкой, вдавливаясь в деформируемое тело. Происходит скол по боковой поверхности зоны скалывания и образование лунки разрушения.	Максимальные касательные напряжения	да
Б.В. Байдюк Н.Н. Павлова	От кромки индентора начинаются два характерных направления. Первое направление проходит по перегибу изолиний растягивающих напряжений, составляющее 15° - 30° с поверхностью полупространства. Второе направление у кромки индентора составляет 65° - 70° с поверхностью, а по мере углубления отклоняется в сторону оси индентора, ограничивая под индентором некоторый объем в форме эллипсоида – «матрицу». Матрица создает условия всестороннего сжатия деформируемого объема.	Максимальные растягивающие напряжения и касательные напряжения	да
Р.М. Эйгелес	Разрушение начинается в зоне контура контактной площадки. На поверхности образуется кольцевая трещина отрыва, охватывающая контактную площадку. Коническая трещина разделяет верхнюю часть полупространства на две области – усеченный конус и окружающую консоль. Отлому консоли предшествует полное или частичное разрушение материала конуса. Давление со стороны конуса приводит к изгибу консоли и появлению на внутренней поверхности растягивающих напряжений, под действием которых образуется трещина отрыва.	Максимальные напряжения растяжения и касательные	да
В.Б. Соколинский	Процесс контактного разрушения хрупких материалов состоит из стадий: упругой, контурного трещинообразования, осевого трещинообразования, образования ядра дробления, продвижения индентора через разрушенный материал, разгрузки, которые могут быть повторены.	Максимальные растягивающие напряжения	да
Г.М. Крюков	Механизм образования лунки заключается в том, что по мере увеличения глубины внедрения индентора первая область расширяется, траектории трещин в этой зоне приближаются к свободной поверхности. Усилия передаются через ядро разрушения, расположенного между индентором и ненарушенной породой в массиве. Процесс продолжается до момента скола породы по одной из траекторий трещины. В результате образуются края лунки дробления. При продолжении внедрения индентора первая область начнет увеличиваться, что может привести к повторному сколу породы по краям лунки.	Максимальные растягивающие напряжения	да
Ю.И. Протасов	Под действием силы в массиве образуется первичное ядро уплотнения. Ядро расширяется в поперечном направлении, преодолевая реакцию горизонтального распора. При этом образуется вторичное ядро уплотнения, которое расширяется в направлении свободной поверхности, выкалывая поверхностный слой. Это приводит к разгрузке поочередно первичного и вторичного ядер. Объемное напряженное состояние в ядрах переходит в плоское, прочность пород уменьшается, запасенной упругой энергии достаточно для разрушения.	Максимальные растягивающие напряжения	-

Таким образом, механизм разрушения горных пород инденторами до конца не выяснен и в настоящее время все еще остается дискуссионным, предполагая возможность его дальнейшего развития. Расхождения во мнениях существуют по вопросам напряжений, определяющих развитие деформаций. В целом общая физическая картина процесса разрушения при внедрении одиночного индентора может быть представлена несколькими стадиями, подтвержденными экспериментальными исследованиями: упругая деформация поверхности горной породы в зоне контакта с индентором, формирование и всестороннее расширение ядра уплотнения, развитие конических и радиальных трещин, развитие зоны с сильно переизмельченной породой, скол породы по краям лунки.

Значительным вкладом в исследования взаимодействия группы инденторов с породой в различных условиях и изучение возникающего напряженного состояния в ней явились работы Ю.И. Протасова [68], Р.М. Эйгелеса [112,113], Г.В. Арцимовича [6], М.Р. Мавлютова [44], L. Mishnaevsky Jr [119]. В результате выполненных ими исследований установлено, что при статическом нагружении породы группой инденторов, расположенных на некотором расстоянии друг от друга, возникает общее поле напряжений. Влияние возникающего в пространстве между инденторами общего поля на процесс разрушения понимается по-разному. Р.М. Эйгелес полагает, что оно препятствует разрушению породы между инденторами [112], поэтому их необходимо раздвигать до определенного расстояния, при котором поля напряжений примут независимый друг от друга характер распределения для создания условия свободного прохождения конической трещины. М.Р. Мавлютов [44] пришел к выводу, что, напротив, необходимо создание общего поля напряжений для обеспечения дополнительного объема разрушения породы между инденторами. Г.В. Арцимович [6] также полагает, что при одновременном внедрении создается общее силовое поле, в котором для разрушения единицы объема породы необходимы меньшие энергозатраты.

В работе [97] экспериментально исследован механизм образования общей лунки, полученной в результате сложения полей напряжения в процессе

одновременного ударного воздействия группы из трех инденторов. Эксперименты, проведенные на граните и мраморе доказали, что группы из трех инденторов, расположенные в углах равностороннего треугольника с определенной стороной, при их ударном воздействии разрушают породу, образуя общую лунку разрушения. Энергоемкость процесса в этом случае является наименьшей, а энергия удара предельной, которую увеличивать более нецелесообразно. На основе полученных результатов предложена методика определения необходимой и достаточной энергии однократного удара для разрушения породы буровым инструментом штыревого типа с минимальной энергоемкостью.

В работе [24] исследован механизм разрушения породы при одновременном воздействии инденторов, расположенных в вершинах ромба, квадрата, треугольника. Высказана гипотеза о возможном создании механизма разрушения слоя породы одним ударом бурового инструмента штыревого типа без поворота.

Моделирование распределения напряжений в породе, возникающих при однократном внедрении штыревого инструмента, представлено в работах [116, 120]. Основным результатом этих исследований сводится к определению изменения картины упругой деформации породы за короткий период времени контакта инструмента с забоем скважины.

Существенный вклад в исследования закономерностей разрушения горных пород группой инденторов в условиях влияния свободной поверхности скола внес Ю.И. Протасов. Им теоретически установлено, что работа ядра уплотнения как преобразователя механической энергии, передаваемой инструментом, существенно зависит от наличия и числа свободных поверхностей скола. Чем выше число свободных поверхностей, тем меньшее сжатие и расширение ядра уплотнения необходимо на отделение от массива окружающей породы. При этом уменьшается энергоемкость процесса разрушения. Влияние свободной поверхности скола на распределение напряжений, возникающих в процессе динамического внедрения индентора лезвийного типа при ударно-поворотном способе бурения, экспериментально исследовано в работах [3, 7, 21, 22, 46, 52, 64,

68, 105, 107], оно выражается в том, что предварительный скол вызывают перераспределение и стремление напряжений в горной породе сконцентрироваться в угловой зоне ранее образованных свободных поверхностей. Это в конечном итоге приводит к разрушению единицы объема породы с меньшими затратами энергии удара.

Таким образом, в результате анализа современного состояния исследований в области взаимодействия инденторов и породы установлено, что напряженно-деформированное состояние породы и процесс ее разрушения при внедрении (статическом и динамическом) одиночного индентора достаточно полно исследованы. Общеизвестного механизма разрушения горной породы при бурении ударными способами не установлено и он находится в развитии.

Установлена высокая эффективность при одновременном внедрении в скальную горную породу группы инденторов. При соблюдении некоторого расстояния между ними достигается сложение полей напряжений в объеме породы, расположенном между инденторами, обеспечивающее достаточную величину напряжений для разрушения породы скалыванием между ними без дополнительных затрат энергии.

Наличие свободных поверхностей скола, находящихся на некотором рациональном расстоянии от точки контакта инденторов, обеспечивает снижение объема всестороннего сжатия ядра уплотнения для разрушения породы, а также уменьшение удельных энергозатрат на ее скалывание в направлении свободной поверхности.

Основываясь на результатах анализа ранее выполненных исследований, можно сделать вывод, что при использовании штыревого инструмента для ударно-поворотного способа бурения существует возможность повысить эффективность процесса разрушения, то есть снизить величину соотношения единицы затраченной энергии удара к единице объема разрушенной породы путем соответствующего подбора геометрических параметров расположения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента и относительно свободной поверхности в забое шпура (скважины), а также энергии удара.

1.4 Цели и задачи исследования

Проблема повышения эффективности буровых работ на горнодобывающих предприятиях приобретает особую значимость в связи с постоянным удорожанием энергетических ресурсов, инструмента и увеличением объемов скальных горных пород, подлежащих разрушению при добыче полезных ископаемых. Предлагаемое исследование, в основе которого лежит изучение механизма и закономерностей разрушения скальных горных пород рабочими элементами штыревой коронки при бурении шпура или скважины, создает предпосылки для повышения производительности и снижения энергоемкости бурения скальных горных пород ударно-поворотным способом. Поэтому в результате проведенного анализа современного состояния проблемы по теме диссертационной работы сформулированы цель и задачи исследования.

Цель работы. Выявить экспериментальные закономерности разрушения скальных горных пород ударом инденторами и на этой основе установить их рациональное расположение и энергию удара, позволяющие повысить объем разрушения и снизить энергоемкость ударно-поворотного способа бурения.

Для достижения поставленной цели диссертационной работы необходимо решить следующие **задачи**:

1 Анализ результатов исследования механизма разрушения скальных горных пород при ударно-поворотном бурении шпуров и скважин коронкой штыревого типа.

2 Разработка последовательности экспериментов по измерению и оценке пространственного распределения напряжений и объемов разрушений в зависимости от различных режимов ударного нагружения скальных горных пород.

3 Моделирование пространственного распределения напряжений, объемов разрушений скальных горных пород и выявление закономерностей их изменения.

4 Разработка методики расчета точек рационального размещения инденторов на рабочей поверхности буровой коронки штыревого типа и определения

основных параметров режима бурения, обеспечивающих эффективное разрушение забоя в процессе бурения шпура (скважины) в скальных горных породах.

Выводы

1 Проведен анализ современного состояния буровой техники и инструмента для проходки скважин (шпуров) ударно-поворотным способом бурения. В результате анализа установлено, что отечественный инструмент уступает по эксплуатационным характеристикам зарубежным образцам, проходка скважин ведется с высокими материальными и энергетическими затратами. Учитывая, что наблюдается рост добычи полезного ископаемого в постоянно ухудшающихся горнотехнических условиях, возникает необходимость совершенствования буровой техники и инструмента, что определяет актуальность работы.

2 Установлены основные факторы, влияющие на эффективность разрушения породы при ударно-поворотном способе бурения шпуров (скважин). Все факторы оказывают определенное влияние на процесс разрушения, но степень их влияния и взаимосвязи между ними выяснены недостаточно, особенно для штыревого бурового инструмента, являющегося в настоящее время и на перспективу наиболее прогрессивным инструментом для бурения шпуров и скважин ударно-поворотным способом бурения.

3 Установлено, что эффективность разрушения скальных горных пород ударом повышается за счет размещения инденторов на определенном расстоянии друг от друга, что обеспечивает не только луночные разрушения под инденторами, но и промежуточный скол породы в пространстве между ними. Кроме того, эффективность разрушения значительно увеличивается в результате размещения инденторов на некотором расстоянии от свободной поверхности в забое шпура (скважины), что вызывает образование не только лунок, но и скол породы, прилегающей к краю свободной поверхности.

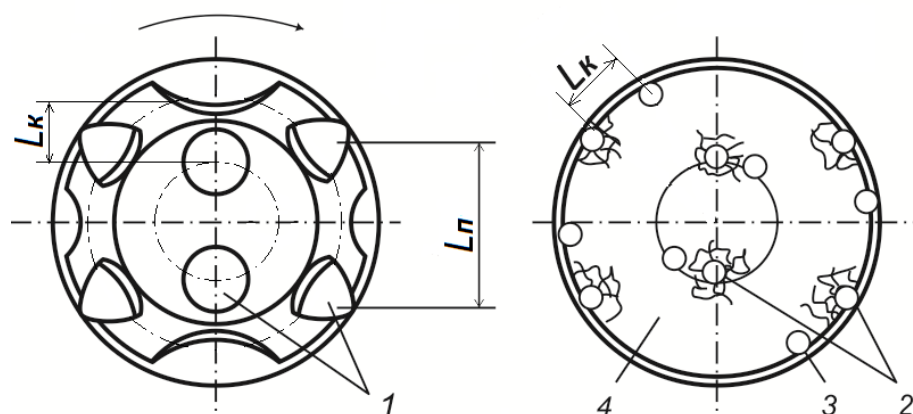
4 Анализ существующих гипотез о процессе взаимодействия бурового инструмента с горной породой показал, что единого целостного теоретического представления процесса разрушения буровыми коронками штыревого типа при ударно-поворотном способе пока не создано. Значительный объем исследований посвящен выявлению закономерностей разрушения породы одним индентором. В меньшей степени исследовано внедрение группы инденторов в ненарушенный забой шпура (скважины) породы и в забой, имеющий свободные поверхности скола.

5 Поскольку в процессе воздействия современных буровых коронок штыревого типа возможен одновременный контакт с породой группы нескольких инденторов, а в процессе бурения всегда имеются свободные поверхности скола, образованные в забое шпура (скважины) предыдущими воздействиями, большое практическое значение имеет развитие исследований по выявлению закономерностей влияния основных факторов – энергии удара и геометрических параметров расположения инденторов – на образуемый объем разрушения скальных горных пород в процессе ударно-поворотного способа бурения шпуров и скважин.

ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТИ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПО ИЗМЕРЕНИЮ И ОЦЕНКЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ И ОБЪЕМОВ РАЗРУШЕНИЙ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМОВ УДАРНОГО НАГРУЖЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

2.1 Теоретическое обоснование механизма разрушения скальных горных пород при ударно-поворотном способе бурения инструментом штыревого типа

При ударно-поворотном бурении порода в основном разрушается при внедрении инструмента под действием периодических ударов [37, 38]. Вращающий момент и осевое усилие создают незначительное разрушение. Поэтому основной его объем при бурении штыревым инструментом будет получен в результате внедрения всей или части группы инденторов, размещенных на поверхности бурового инструмента под действием энергии удара E в условиях свободных поверхностей скола, образованных предыдущими ударами инструмента после его поворота на определенный угол (рис. 2.1) под действием крутящего момента.



1 – инденторы; 2 – свободные поверхности скола; 3 – место следующего удара по забою; 4 – забой шпура (скважины)

Рисунок 2.1 – Рабочая поверхность буровой коронки штыревого типа и вид образуемого забоя шпура (скважины)

Удары инденторов по забое шпура (скважины) могут приходиться на участки, удаленные от свободной поверхности скола, образованной предыдущими ударами, а также на участки, находящиеся вблизи от нее.

Поскольку каждый расположенный на рабочей поверхности индентор образует как минимум две пары с соседними инденторами, то для выявления закономерностей разрушения скальной горной породы буровой коронкой штыревого типа на участках забоя, удаленных от свободной поверхности скола, достаточно рассмотреть воздействие одной пары инденторов. После каждого удара буровой инструмент поворачивается на определенный угол, в результате чего каждый размещенный на его рабочей поверхности индентор оказывается на некотором расстоянии от свободной поверхности в забое шпура (скважины). Поэтому закономерности разрушения, установленные для случая удара одиночного индентора, расположенного вблизи края свободной поверхности, будут справедливы в целом для процесса воздействия буровой коронки штыревого типа на участки породы, расположенные вблизи от свободной поверхности скола.

В результате удара бойка по находящимся в контакте с породой парам инденторов в них возникает импульс напряжений, достигающий зоны контакта и частично передающийся в породу [7]. Инденторы рассматриваемой пары при расстоянии между ними, большем некоторого рационального значения, начинают взаимодействовать с породой забоя независимо друг от друга как два одиночных индентора.

Наиболее полная картина механизма разрушения породы одиночным индентором предложена Г.М. Крюковым как результат развития исследований Н.С. Успенского, Л.А. Шрейнера, Л.И. Барона, И.А. Остроушко, Р.М. Эйгелеса, Е.В. Александрова, О.Д. Алимова, а динамика механизма разрушения экспериментально определена в работе Г.Л. Хесина, И.С. Бабенкова.

По мере подхода максимальной амплитуды положительной фазы импульса к границе породы напряжения в ней возрастают, достигая предельных значений, вызывающих разрушение породы. При достижении предельных значений

напряжений происходит разрушение породы. На контактной поверхности инденторов и породы образуется отраженная волна, имеющая противоположный положительному импульсу напряжений знак, то есть волна растяжения. Ее амплитуда значительно уменьшается ввиду затраты части энергии на разрушение породы. Волна растяжения возвращается к хвостовой части штанги и вновь отражается как волна сжатия. Процесс передачи импульса в породу повторяется, если остаточная энергия деформации будет недостаточна для отскока штанги от породы.

При малой энергии удара в породе возникают упругие деформации, внедрения инденторов не происходит. Первые признаки разрушения начинаются на поверхности в виде круговых трещин 2, диаметр которых несколько больше диаметра индентора 1 (рис. 2.2).

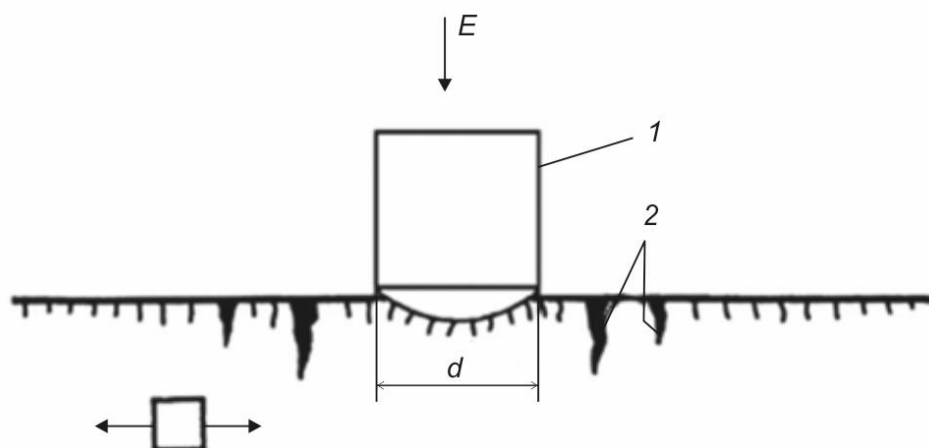


Рисунок 2.2 – Стадия начального разрушения породы

Трещины 2 начинаются на поверхности и уходят вглубь – начинается развитие конических трещин 3 (рис 2.3).

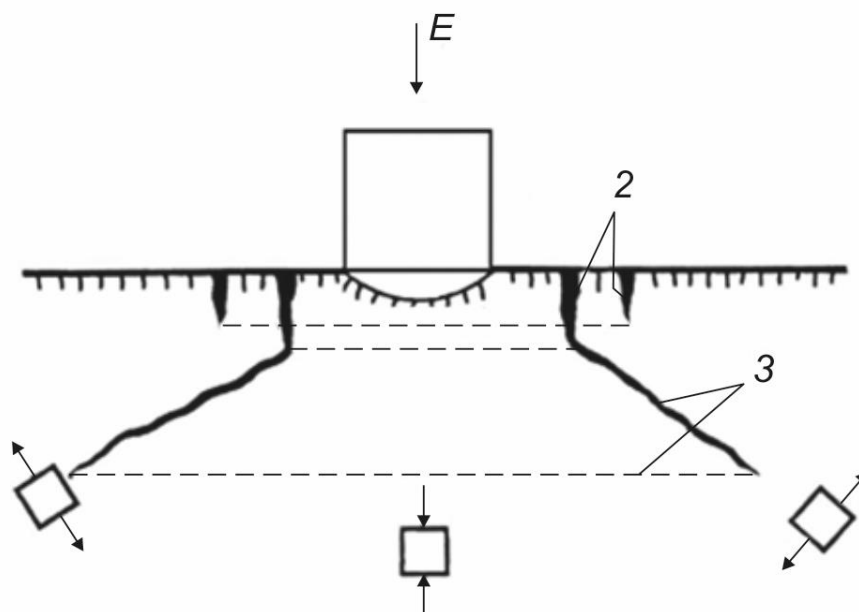


Рисунок 2.3 – Стадия развития конических трещин вглубь массива

Внутри массива каждая трещина имеет форму усеченного конуса, причем трещина самого маленького диаметра будет наибольшей глубины. Эту трещину называют главной.

Средний угол конических трещин β к горизонтальной поверхности равен $25 \pm 5^\circ$. Угол не зависит от радиуса внедряющегося индентора и свойств материала. При дальнейшем увеличении энергии удара внутри конуса, расположенного непосредственно под контактной площадкой, формируется ядро уплотнения 4 (рис.2.4) – это область всестороннего сжатия. В области всестороннего сжатия порода испытывает напряжения, многократно (на один-два порядка) превышающие базовую прочностную характеристику – предел прочности при одноосном сжатии. При внедрении индентора в поверхностный слой породы в ядре уплотнения накапливается потенциальная энергия. Обусловленные этой энергией деформации в окрестности ядра уплотнения образуют осевые трещины 5, размер которых постепенно увеличивается.

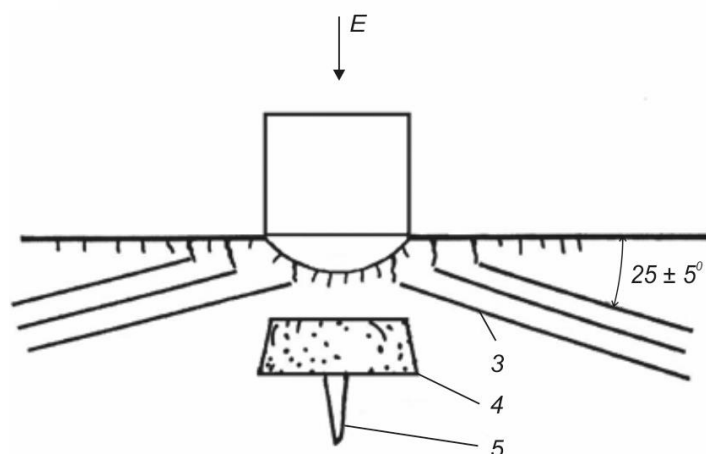


Рисунок 2.4 – Стадия формирования ядра уплотнения

После того как система осевых трещин 5 достигнет боковой поверхности усеченного конуса, внутри него происходит образование зоны мелко раздробленного материала, имеющей форму усеченной призмы. Последующее приложение нагрузки приводит к раскрытию конуса, выколу и выбросу породы, расположенной между свободной поверхностью и поверхностью усеченного конуса – консольной частью 6 (рис. 2.5).

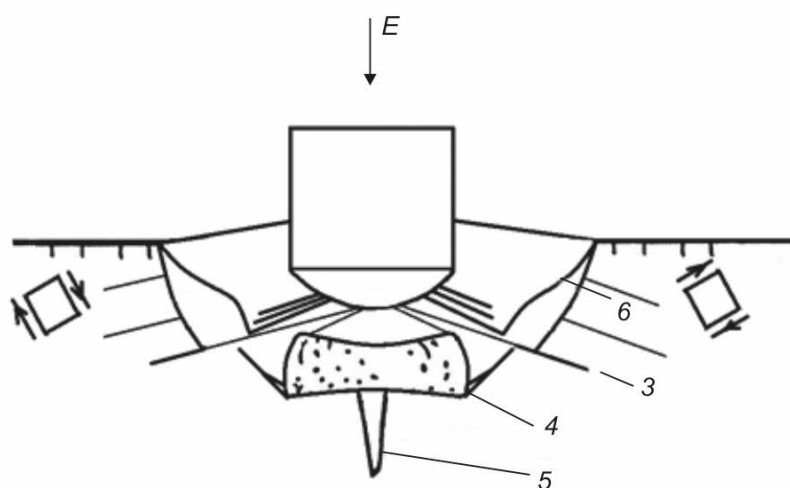


Рисунок 2.5 – Стадия откола консольной части

При нагружении хрупких кристаллических материалов, к которым относятся многие скальные горные породы, характер линий скола будет зависеть

от структуры и наличия микротрещин в объеме породы, вызванных либо предыдущими ударами, либо особенностями строения данной породы. По окончании процесса внедрения индентора образуется лунка выкола шириной b_1 и глубиной h (рис. 2.6), заполненная остатками продуктов разрушения γ и сохраняющая остатки конических и осевых трещин. Следует отметить, что осевые трещины распространяются на значительно большую глубину, чем зона мелкого дробления. После освобождения лунки выкола от мелкодисперсного разрушения под ядром уплотнения остаются распространяющиеся на глубину вертикальные трещины.

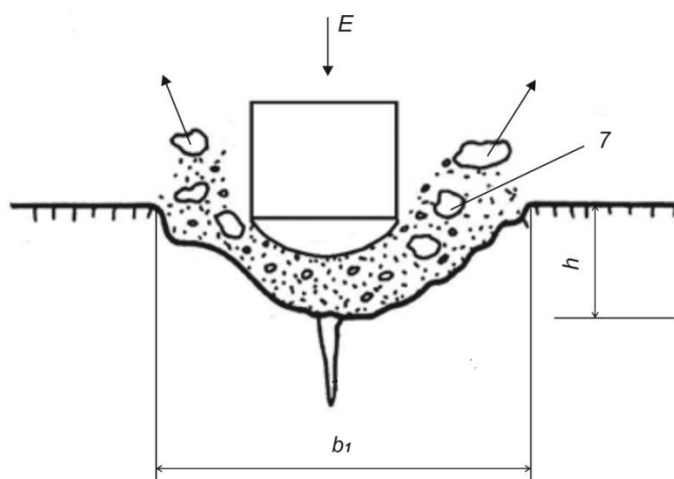


Рисунок 2.6 – Заключительная стадия формирования лунки выкола

После откола боковых призм оставшейся энергии удара оказывается недостаточно для продолжения процесса разрушения. Часть энергии, затраченная на упругие деформации, возвращается на восстановление формы, а часть – на образование отраженной волны растяжения, которая перемещается к хвостовику буровой штанги и вновь отражается как волна сжатия.

Как показали исследования автора, опубликованные в [70, 76] при одновременном контакте инденторов с забоем шпура (скважины) может быть обеспечено разрушение породы между лунками за счет промежуточного скола. Эта возможность для каждого конкретного типа породы реализуется только при определенной величине расстояния между инденторами $L_{пр}$.

Общее представление о характере взаимодействия соседних зон разрушения путем математического моделирования при одновременном вдавливании группы инденторов в условиях статических нагрузок описано в работах [6, 44, 112]. Согласно [112] в образованном общем поле напряжений развитие процессов разрушения в начальный период происходит независимо под каждым из инденторов, даже когда они расположены весьма близко друг от друга (рис. 2.7, а). Р.М. Эйгелес считает, что напряженная область между инденторами препятствует прохождению конусных трещин 2 (рис. 2.7, б). Поэтому конические трещины 2 будут развиваться во внешние стороны и лишь при большой нагрузке они сомкнутся между собой (рис. 2.7, в), образуя объем скола.

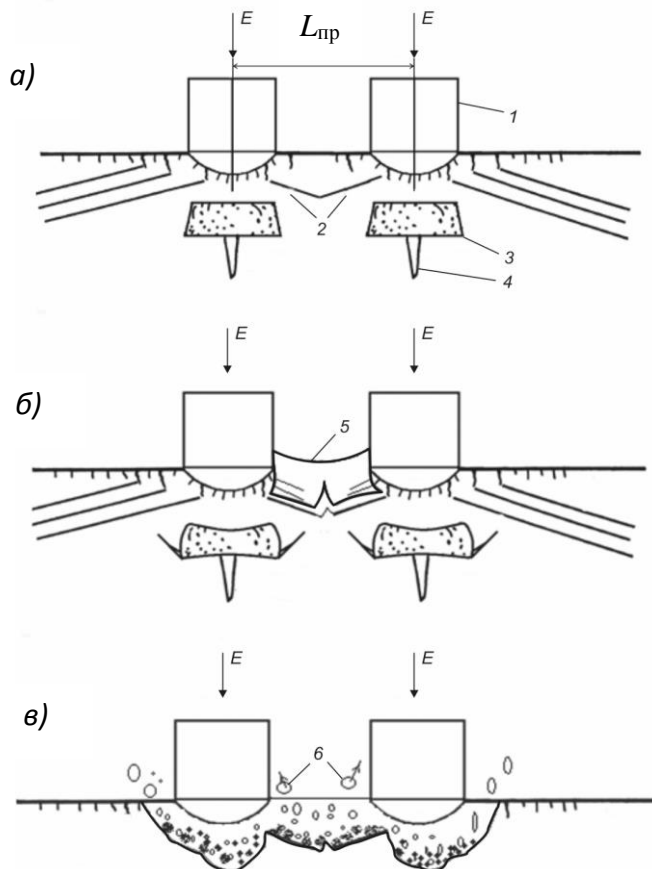


Рисунок 2.7 – Развитие механизма разрушения породы промежуточным сколом в результате удара сближенных инденторов

Скалывание возникает на заключительной стадии при формировании конусных трещин, которые, сливаясь между собой, образуют объединенную

двойную лунку с разлетом продуктов разрушения б (рис. 2.7, в). Причем согласно исследованиям Р.М. Эйгелеса, промежуточный скол будет достигаться при значительном расстоянии между инденторами, когда поля напряжений от каждого из них развиваются независимо друг от друга.

М.Р. Мавлютов [44] считает, что именно сложение встречных волн напряжений в объеме породы между инденторами обеспечивает более интенсивное развитие конусных трещин приводящих к ее скалыванию. Предельное состояние наступает при достижении некоторого значения интенсивности касательных напряжений. Для мрамора предельное состояние как между инденторами, так и под ними наступает при $L_{пр}/d = 2$. Это приводит к слиянию лунок выкола при одновременном вдавливании двух инденторов (рис. 2.7, в).

Г.В. Арцимович [6] установил, что при встрече двух противоположных конусных трещин одна из них уже находится на большей глубине. В момент касания края более поздней трещины поверхностью ранней трещины их распространение прекращается. В этом случае отдельные конические поверхности от каждого из инденторов объединяются в новую общую седлообразную поверхность и прекращается дальнейшее развитие в этой зоне более ранней трещины. В качестве действующих напряжений рассмотрены касательные и растягивающие напряжения. Установлено, что при вдавливании двух инденторов удельные затраты энергии в два раза ниже, чем при раздельном их внедрении. При этом общие затраты энергии пропорциональны пределу прочности на сжатие.

После каждого удара буровой инструмент поворачивается на определенный угол, после чего по забою шпура или скважины наносится очередной удар. Выполненные ранее автором исследования, опубликованные в [73,75,90] позволяют, утверждать, что варьируя при последующих ударах расстояние L_k до свободной поверхности скола, связанное с углом поворота между ударами, и (или) изменяя расстояние между рядами инденторов на рабочей поверхности инструмента (рис. 2.1), возможно в дополнение к луночным разрушениям породы

гарантировать также ее краевой скол в области, прилегающей к свободной поверхности.

Теоретическую схему краевого скола на свободную поверхность при бурении штыревым инструментом, основываясь на результатах исследования [68], можно представить следующим образом. В соответствии с этой работой ударная волна, распространяясь в глубь породы, вызывает в ней напряжения сжатия и растяжения. Увеличение напряжений под инденторами в пределах упругости обуславливает развитие ядра уплотнения, передающего давление не только в направлении действия силы, но и в боковые стороны, вызывая отрывающие усилия в материале (рис. 2.8, а).

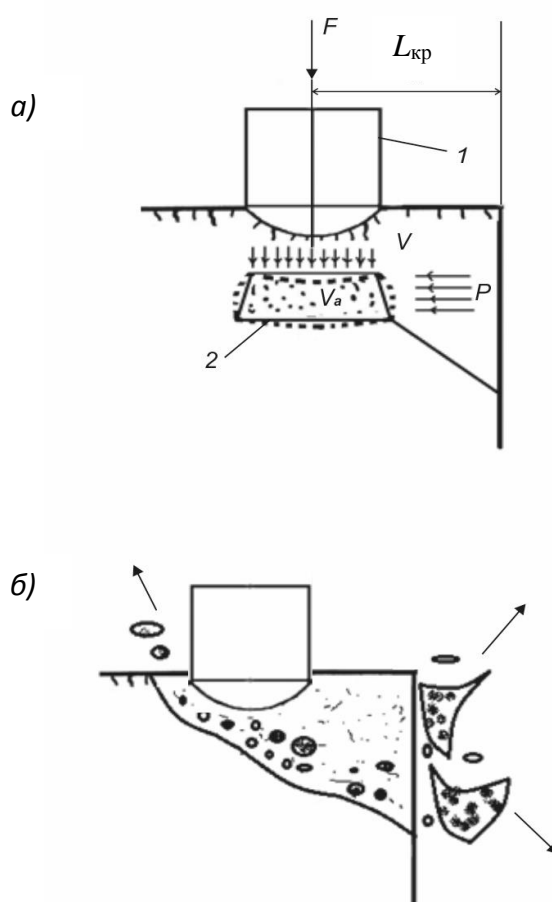


Рисунок 2.8 – Теоретическая схема скола на идеализированную свободную поверхность

Порода в ядре уплотнения находится в состоянии всестороннего сжатия. Вблизи границы ядра уплотнения возникают растягивающие напряжения,

максимум которых уменьшается с глубиной и отходит от границ ядра уплотнения. На некоторой глубине растягивающие напряжения затухают полностью, остаются лишь напряжения сжатия, но и они постепенно затухают. Таким образом, расширение ядра уплотнения вызывает появление растягивающих напряжений вблизи этого ядра. Возникающими растягивающими напряжениями порода разрушается (рис. 2.8, б). Трещина, являющаяся концентратором напряжений, распространяется чаще всего к внутреннему углу выкола, являющемуся также концентратором напряжений. В конечной стадии откола появляются дополнительные напряжения от изгиба скальваемого элемента породы. Влияние этих напряжений сказывается лишь при определенном расположении индентора относительно свободной поверхности $L_{кр}$. При увеличении силы F увеличивается и объем V_a , так как возрастает расстояние, на котором затухает действие силы F . Размеры ядра уплотнения определяются площадью контакта инструмента с породой. Предложенная схема является предельной, которая в практике бурения встречается редко. При бурении штыревым инструментом дополнительные свободные поверхности, на которые расширяется ядро уплотнения, имеют ограниченные размеры, определяемые объемом лунок разрушения. При наличии неограниченной свободной поверхности рациональное расстояние до нее определяется по выражению

$$L_{кр} = \mu F / \sigma_p BK, \quad (2.1)$$

где μ – коэффициент Пуассона;

F – усилие на инструмент, Н;

σ_p – предел прочности на растяжение, Па;

B – ширина инструмента, м;

K – коэффициент условий разрушения.

В случае расположения индентора на граничном расстоянии ($L_{гр}$), при котором влияние дополнительной свободной поверхности практически не сказывается, механизм разрушения будет подобен рассмотренному для схемы

воздействия на сплошной забой (без свободной поверхности) одиночным индентором.

$$L_{гр} = 2\mu Fb/\sigma_p BK, \quad (2.2)$$

где b – коэффициент формы объема.

Из сравнения граничного значения расстояния до свободной поверхности с рациональным видно, что $L_{гр}$ в два раза больше, чем $L_{кр}$. Следовательно, при одинаковых действующей силе и затраченной энергии эффективность скола в 1,7–3,5 раза больше, чем выкола, что способствует снижению энергоемкости ударно-поворотного способа бурения шпуров и скважин в скальных горных породах.

Таким образом, в процессе внедрения инструмента штыревого типа разрушение породы забоя при ударно-поворотном способе бурения может быть достигнуто не только в результате механизма образования лунок выкола, хорошо изученного в предыдущих исследованиях, но также за счет действия промежуточного скола породы между инденторами и краевого скола на свободную поверхность, когда разрушение происходит в сторону ранее образованных лунок выкола. Промежуточный и краевой сколы возникают путем перераспределения ударной нагрузки по забою шпура (скважины) за счет изменения, соответственно, расстояния между инденторами и до свободной поверхности.

Математическое решение с необходимой точностью задачи определения рационального расстояния между инденторами, обеспечивающего промежуточное скалывание породы, не разработано в настоящее время из-за значительной сложности и многофакторности процесса разрушения. Кроме того исследователи не имеют общего мнения о степени влияния на эффективность разрушения общего поля напряжений, возникающего при одновременном внедрении группы инденторов.

Рассмотренная теоретическая схема краевого скола достаточно идеализирована, порода представлена идеально однородной изотропной.

Входящие в выражение (2.2) коэффициенты b , K зависят от многих природных и технических факторов и трудноопределимы на практике, поэтому использование выражений Ю.И. Протасова для расчета рационального значения расстояния до свободной поверхности затруднительно.

Согласно [23] при динамическом нагружении упругого полупространства нормально сосредоточенной силой к его поверхности в разрушении материала играют роль сферические волны давления и сдвига, распространяющиеся с различными скоростями, а также волны давления - сдвига, распространяющиеся со скоростью волны сдвига. Поэтому к разрушению породы ударом двух и более инденторов вблизи и на значительном удалении от свободной поверхности должны приводить не только растягивающие напряжения, но и касательные напряжения. Кроме того, в общем случае любому типу разрушения предшествует пластическое деформирование материала – незначительное локальное или существенное объемное [27]. В области пластической деформации действуют преимущественно касательные напряжения, сдвигающие агрегаты зерен относительно друг друга. В нормальном направлении к площадке касательных напряжений действуют растягивающие напряжения.

Поэтому для дальнейшего развития теории разрушения породы буровой коронкой штыревого типа при ударно-поворотном способе бурения требуется разработка схемы экспериментальных исследований влияния на объем разрушений скальных горных пород энергии удара и геометрических параметров расположения инденторов на поверхности буровой коронки и относительно свободных поверхностей скола в забое шпура (скважины).

2.2 Разработка последовательности экспериментального исследования влияния режимов ударного нагружения на эффективность разрушения скальных горных пород

2.2.1 Исследование распределения напряжений в скальной горной породе при ударе инденторов в различных режимах

Цель – получение наглядных картин распределения полей напряжения в моделях скальной горной породы, выполненных из оптически активного материала, при ударе двух инденторов и для случая удара индентора, размещенного вблизи от свободной поверхности, в различных режимах, определяемых расстоянием между инденторами, расстоянием от индентора до свободной поверхности и энергией удара. Установление диапазона рациональных значений энергии удара, расстояний между инденторами и от индентора до свободной поверхности, при которых возможны, соответственно, промежуточный скол породы в пространстве между инденторами и скол породы в области, прилегающей к краю свободной поверхности.

Для этого применяется фотоупругое моделирование, которое ранее использовалось в работах [7, 21, 107] для выявления влияния геометрических параметров шарошечного бурового инструмента и бурового инструмента лезвийного типа на распределение напряжений в породе. При этом порода моделировалась оптически активными материалами (органическое стекло, плексиглас, эпоксидная смола, кварцевое стекло), позволяющими наглядно наблюдать за развитием системы возникающих трещин в объеме опытного образца.

Теоретические основы метода фотоупругости достаточно подробно представлены в работах [100, 106]. Решение задачи определения напряжений в любом сечении модели (или в любой ее точке) сводится к определению разности главных напряжений ($\sigma_1 - \sigma_2$) по числу полос – изохром, представляющих

геометрическое место точек с одинаковой разностью главных нормальных напряжений, т.е. с одинаковыми максимальными касательными напряжениями.

Метод фотоупругого моделирования основан на законе фотоупругости, согласно которому разность хода R_t двух волн, проходящих через напряженную модель, связана с главными напряжениями в этой области зависимостью

$$R_t = Ct(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (2.3)$$

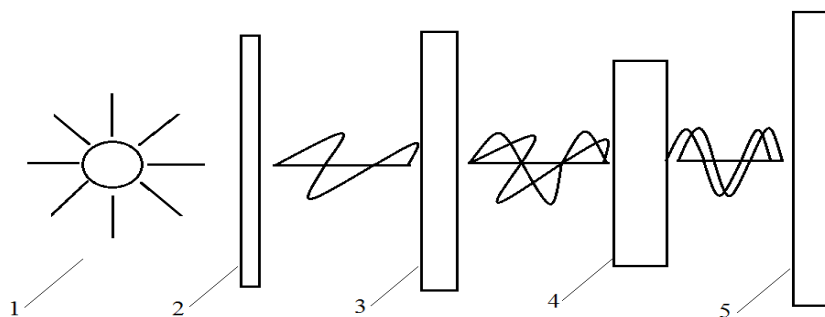
где C – оптический коэффициент напряжения, зависящий от свойств материала;

t – толщина модели;

σ_1 и σ_2 – главные напряжения.

Величина максимального касательного напряжения в конкретной точке определяется порядком полосы в этой точке и ценой полосы материала. Порядок полосы – это ее порядковый номер. Полоса первого порядка соответствует наименьшей области напряжений породы.

Исследования методом фотоупругого моделирования проводятся на поляризационной установке (рис. 2.9).



1 – источник света; 2 – поляризатор; 3 – модель скальной горной породы; 4 – анализатор; 5 – экран

Рисунок 2.9 – Упрощенная схема установки для фотоупругого моделирования

Под действием нагрузки на фотоупругую модель породы 3 (рис. 2.9) в ней возникают напряжения, которые обуславливают двойное лучепреломление при прохождении через нее белого света от источника 1. После выхода из модели

преломленный свет проходит через анализатор 4, после которого на экране 5 получается картина интерференции, состоящая из полос различного цвета. Каждая из полос интерференционной картины характеризуется наличием равных касательных напряжений, возникающих в материале под действием некоторой нагрузки. Количество полос зависит от величины прилагаемой нагрузки и определяет значение максимальных касательных напряжений. В случае применения белого света наблюдаемые полосы равных касательных напряжений будут окрашены в различные цвета, зависящие от величины касательного напряжения.

Фотоупругим материалом для изготовления модели породы в шпуре (скважине) служит водо-желатино-глицериновая композиция (игдантин), свойства которой указаны в табл. 2.1.

Таблица 2.1 – Свойства водо-желатино-глицериновой композиции

Показатель	Единица измерения	Значение
1	2	3
Плотность $\rho \pm 0,14$	кг/м ³ ·10 ³	1,23
Предел прочности при одноосном сжатии $\sigma_p \pm 0,030$	МПа	0,025
Модуль Юнга $E \pm 0,000015$	МПа·10 ⁵	0,000221
Коэффициент Пуассона $\nu \pm 0,07$	ед.	0,40

Модель имеет ограниченные размеры (200×70×50мм) и заключена в стеклянный резервуар (рис. 2.10).

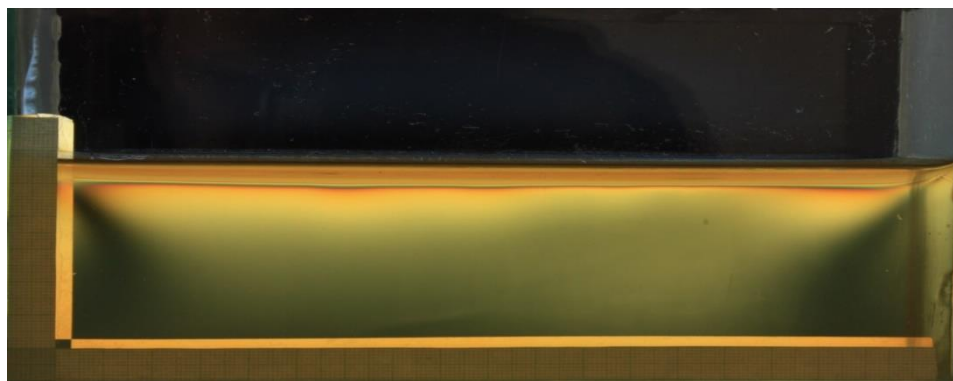
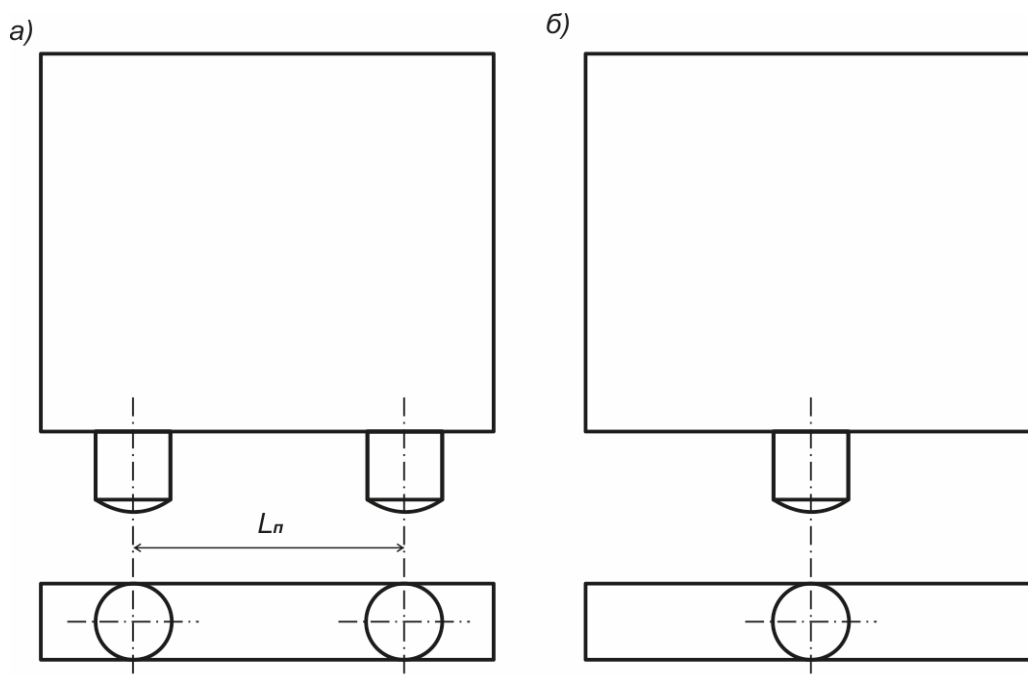


Рисунок 2.10 – Модель участка скальной горной породы в шпуре (скважине)

Для нагружения модели скальной горной породы в забое шпура (скважины) применяются инденторы, закрепленные на различном межосевом расстоянии L_n : d , $2d$, $3d$, $4d$ на блоках из оргстекла (рис. 2.11, а). Инденторы имеют диаметр 8 мм. Контактная поверхность инденторов выполнена в форме параболоида.



Для исследования распределения напряжений в породе при ударе:

а) двух инденторов; б) одного индентора вблизи от свободной поверхности

Рисунок 2.11 – Вид инденторов для фотоупругого моделирования

До момента прекращения погружения в модель инденторов полосы будут появляться в следующей последовательности: нулевая, первая, вторая, третья, четвертая, n – ая. Название полосы соответствует ее порядковому номеру. Каждая полоса будет разделена на четыре цвета: красная, желтая, зеленая, синяя. Порядковый номер n полосы линейно пропорционален значению максимальных касательных напряжений в точках полосы. Полоса первого порядка соответствует минимальной разнице главных нормальных напряжений.

Концентрация максимальных касательных напряжений в модели характеризуется в безразмерных единицах коэффициента распределения напряжений k , определяемого согласно выражению

$$k = \frac{\tau_{\max n}}{\tau_{\max 1}}, \quad (2.4)$$

где $\tau_{\max n}$ – максимальные касательные напряжения в точках полосы с порядком n , МПа;

$\tau_{\max 1}$ - максимальные касательные напряжения в точках полосы первого порядка, МПа.

Установленные рациональные значения геометрических расстояний при моделировании потребуют уточнения на образцах из скальной горной породы, так как будут справедливы только для породы с изотропными свойствами, во-вторых, будут рациональными только в области упругой стадии ее нагружения, в-третьих, не будут учитывать форму контактной поверхности индентора, в-четвертых – получены в статическом режиме нагружения.

2.2.2 Последовательность экспериментального исследования разрушения породы в результате динамического воздействия инденторов

Для исследований выбран равномернозернистый гранит пятнисто-серого цвета с включениями кварца и темноцветных минералов. Выбранная для исследований порода является типичным представителем скальных горных пород, которые согласно [20] включают также мраморы, песчаники, диориты, пироксениты, кварциты и другие, имеющие жесткие структурные связи кристаллизационного типа. Некоторые свойства гранита представлены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Физико-механические свойства гранита

Показатель	Единицы измерения	Значение
1	2	3
Плотность $\rho \pm 0,24$	кг/м ³ · 10 ³	2,64

Продолжение таблицы 2.2

Показатель	Единицы измерения	Значение
1	2	3
Предел прочности при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$ $\pm 27,00$	МПа	187,20
Предел прочности при одноосном растяжении $\sigma_p \pm 7,80$	МПа	57,00
Модуль Юнга $E_{ю} \pm 0,04$	МПа·10 ⁵	0,54
Пористость $\Pi \pm 0,07$	%	0,80
Водопоглощение $W \pm 0,05$	%	0,42
Коэффициент Пуассона $\nu \pm 0,09$	ед.	0,14
Коэффициент хрупкости $k_{хр} \pm 0,08$	ед.	0,24

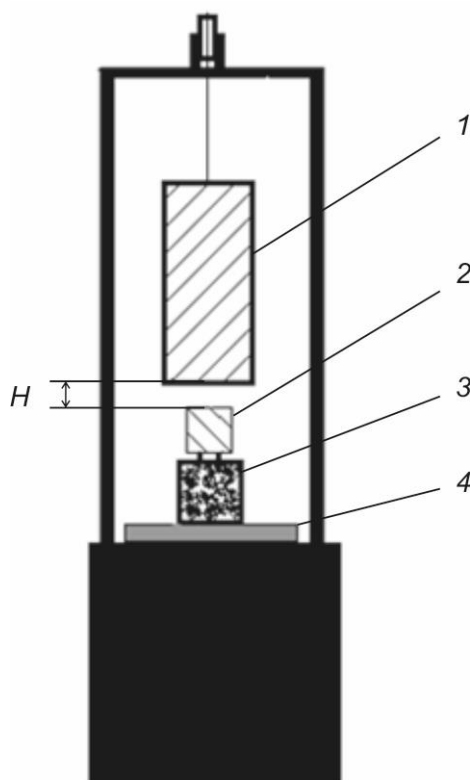
Для исследований применены модели инструмента, представленные цельнометаллическими цилиндрами, в каждом из которых размещены инденторы (рис. 2.12). Диаметр индентора – 8 мм. Контактная форма индентора – параболоид, широко используемая при армировании коронок штыревого типа для бурения шпуров и скважин.



a – модель с одиночным индентором; *б, в, г, д* – модели с двумя инденторами, расстояние между которыми $L_{п}$ равно, соответственно: d ; $2d$; $3d$; $4d$

Рисунок 2.12 – Модели инструментов для экспериментального исследования процесса разрушения скальной горной породы ударом

Для нанесения ударов по моделям применялась установка со свободным падением ударника для определения дробимости горных пород Л.И. Барона, Р.В. Орлова, В.М. Курбатова. Принципиальная схема установки представлена на рис. 2.13.



1 – ударник; 2 – модель инструмента; 3 – образец породы; 4 – стальная плита

Рисунок 2.13 – Схема стенда для создания ударного воздействия по образцам породы

Конструкция такого копра проста в изготовлении и эксплуатации. Масса падающего груза 16 кг. Груз сбрасывается с высоты 0,5 м – максимальная энергия удара составляет 80 Дж. Величина энергии единичного удара для каждой серии эксперимента изменяется в диапазоне от 16 до 80 Дж, принимая последовательно значения 16, 32, 48, 64, 80 Дж. Копер позволяет использовать блоки породы 90×90×90 мм, имеющие все плоскопараллельные грани, по каждой из которых наносятся удары.

Для обоснования выбора диапазона изменения исследуемых расстояний выполнен анализ работ [6, 9, 10, 11, 13, 22, 32, 44, 46, 48, 68], в которых приводятся для конкретных типов пород экспериментально установленные

относительные рациональные расстояния между инденторами и от индентора до свободной поверхности скола, соблюдение которых обеспечивает снижение энергоемкости при разрушении породы. Экспериментальные значения указанных расстояний приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Экспериментальные значения относительных расстояний между инденторами и от индентора до свободной поверхности

Автор	Порода	Отн. рациональное расстояние	
		между инденторами $L_{пр}/d$	до свободной поверхности $L_{кр}/d$
1	2	3	4
Р.М. Эйгелес (статическое вдавливание): Круглые плоскодонные инденторы, $d=(5,0\div 10,0)$ мм	Мрамор	3,75 – 3,95	–
	Инденторы с полусферической вершиной, $d = 4$ мм	4,00	–
	Призматические инденторы, $a = 5$ мм, $b = 1$ мм	3,75	–
Ю.И. Протасов (динамическое внедрение)	Скальные	–	2,00 – 4,30
А.В. Филатов (динамическое внедрение)	Гранит	–	1,50
	Песчаник	–	1,20 – 1,25
	Мрамор	–	1,25
Г.В. Арцимович (статическое внедрение)	Коэлгинский мрамор	–	1,80
	Гранит	–	1,56
	Песчаник	–	1,40

В таблице 2.4 приведены теоретические выражения и результаты расчета расстояния, обеспечивающего скол на свободную поверхность. Исходные данные для расчета приведены в табл. 2.5.

Таблица 2.4 – Теоретические выражения для расчета рационального расстояния, обеспечивающего краевой скол на свободную поверхность

Автор (способ нагружения)	Аналитическая зависимость	Расчетное значение $L_{кр}/d$
1	2	3
Ю.И.Протасов (ударное нагружение)	$L_{кр} = \frac{P_y \cdot \nu \cdot b}{\sigma_p \cdot B \cdot k}$	3,10
В.С. Фёдоров (шарошечное бурение)	$L_{кр} = \frac{P_{ос} \cdot \text{ctg}(\alpha_z + \theta_{тр})}{\eta_z \cdot D \cdot \sigma_{ск}}$	0,50
Татбурнефть (шарошечное бурение)	$L_{кр} = 2t_{zс} \geq D_{з.р}$ $t_{zс} \geq \sqrt{\frac{d_{ш} \cdot \xi}{\cos \alpha_k}}$	0,10

Таблица 2.5 – Исходные данные для теоретического расчета рационального расстояния, гарантирующего краевой скол породы

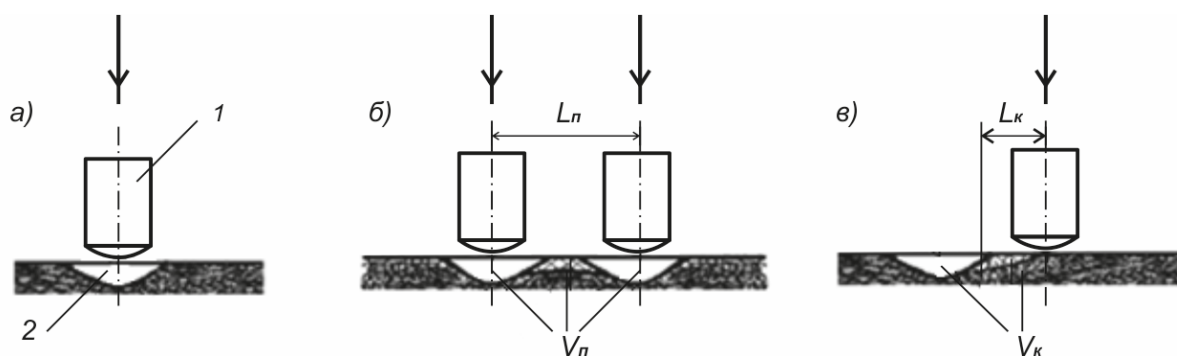
Параметр	Единица измерения	Значение
1	2	3
Сила удара P_y	$\text{Н} \cdot 10^4$	3
Коэффициент Пуассона ν	ед.	0,25
Коэффициент объема b	ед.	1,5
Предел прочности на растяжение σ_p	$\text{Па} \cdot 10^6$	57
Длина индентора B	$\text{м} \cdot 10^{-3}$	4
Коэффициент условий разрушения k	ед.	2
Осевое усилие $P_{ос}$	$\text{Н} \cdot 10^4$	18
Диаметр долота D	$\text{м} \cdot 10^{-3}$	244,5
Угол при вершине индентора α_z	град	70

Продолжение таблицы 2.5

Параметр	Единица измерения	Значение
1	2	3
Угол трения скольжения металла индентора о горную породу $\theta_{тр}$	град	28
Коэффициент перекрытия долота η_z	ед.	1,5
Предел прочности на скалывание $\sigma_{ск}$	Па·10 ⁶	18
Диаметр индентора $d_{ш}$	м·10 ⁻³	4
Величина деформации породы при разрушении ξ	м·10 ⁻³	0,08
Половина угла основного конуса шарошки α_k	град	30

Из анализа табл. 2.3 и 2.4 следует, что наиболее вероятный исследуемый диапазон изменения расстояния между инденторами должен составлять $(1 \div 4)d$, при котором в скальной горной породе возможен промежуточный скол с минимальной энергоемкостью. Для обеспечения краевого скалывания породы с минимальной энергоемкостью расстояние до свободной поверхности должно лежать в диапазоне $(0,5 \div 3)d$.

Эксперимент проводится в два этапа. На первом этапе производится динамическое внедрение двух инденторов, размещенных на относительном расстоянии $L_{п}/d$ между собой, равном 1, 2, 3, 4 (рис. 2.14, б). На втором этапе проводится динамическое внедрение индентора, расположенного вблизи края углубления, имитирующего свободную поверхность в забое шпура (скважины) на различных расстояниях $L_{к}/d$ от нее 0,5; 1; 1,5; 2 (рис. 2.14, в).



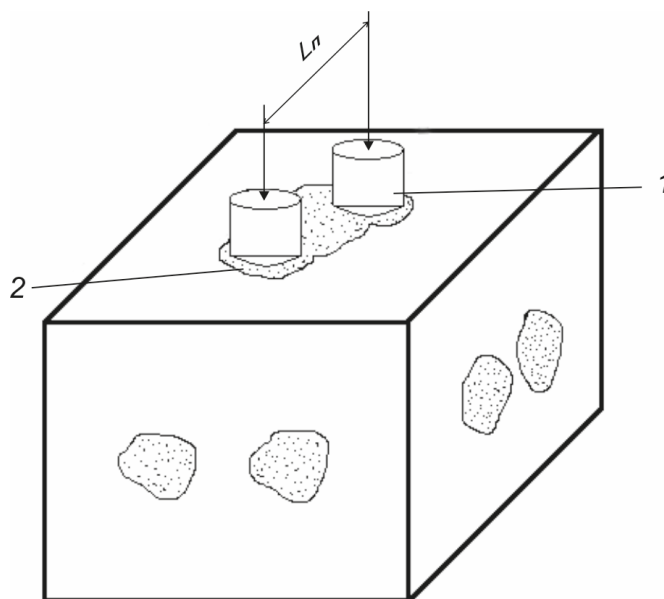
a – удар одним индентором (выкол лунки); *б* – удар сближенных инденторов (промежуточный скол V_n); *в* – удар индентора вблизи от свободной поверхности (краевой скол V_k)

1 – индентор; *2* – лунка

Рисунок 2.14 – Основные механизмы разрушения породы при бурении штыревой коронкой

На первом этапе эксперимента блок горной породы 3 (рис.2.13) помещается внутрь на стальную плиту 4. На образец выставляется модель инструмента 2 с определенным расстоянием между инденторами. Для нанесения удара ударник поднимается и при помощи специального устройства фиксируется на определенной высоте H . Далее по инструменту производится динамическое нагружение ударником 2. В каждой серии принят пятикратный повтор единичного сбрасывания. Диапазон изменения величины энергии удара охватывает значения удельной энергии удара, наблюдаемые на практике использования большинства современных буровых машин, в том числе зарубежных. Во время опытов замеряется высота H падения ударника. После каждого удара разрушенная порода удаляется продувкой, луночные разрушения фотографируются. После каждого удара образца породы производится замер объема разрушения с помощью слепка пластичного материала, который затем осторожно извлекается и помещается в пробирку. По объему вытесненной воды определяется объем разрушенной породы. Также определяются глубина h лунок, максимальная b_1 и минимальная b_2 ширина лунок, угол конусности лунок ω , угол отлома консоли β .

Схема нанесения ударов по граням блоков при исследовании промежуточного скола представлена на рис. 2.15.



1–индентор; 2– область разрушения

Рисунок 2.15 – Схема ударов для исследования промежуточного скола

Высота сбрасывания ударника устанавливается с точностью до 1 мм.

Потеря энергии оценивается по величине КПД энергии удара η согласно [78]

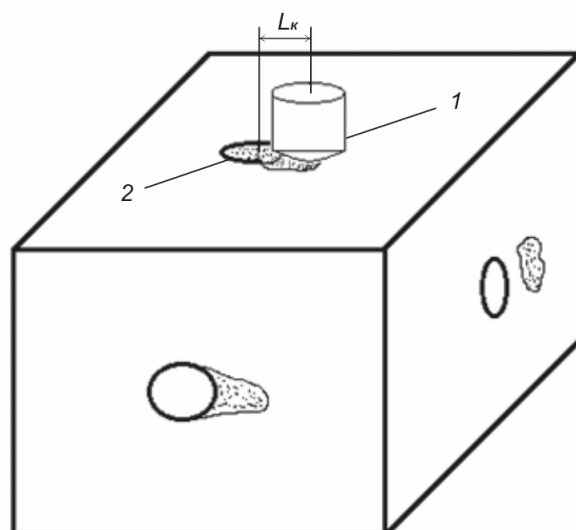
$$\eta = \frac{4z_1z_2}{(z_1+z_2)^2}, \quad (2.5)$$

где z_1 и z_2 – ударное волновое сопротивление инструмента и породы, соответственно, т/с·м³.

Для гранита и стали z_1 и z_2 , соответственно, $12,5 \cdot 10^3$ т/с·м³ и $40 \cdot 10^3$ т/с·м³. Тогда КПД передачи энергии удара по выражению (2.5) составит 0,73.

На втором этапе эксперимента на поверхности образца производится разметка точек приложения динамической нагрузки в соответствии с выбранным расстоянием от имеющегося углубления, имитирующего свободную поверхность в забое шпура (скважины) на различных относительных расстояниях от нее 0,5; 1; 1,5; 2. На поверхность образца в отмеченные точки устанавливается модель

инструмента с одиночным индентором. Далее производится динамическое нагружение модели инструмента. В каждой серии принят пятикратный повтор опыта. Схема нанесения ударов представлена на рис. 2.16.



1 – индентор; 2 – углубление, имитирующее свободную поверхность скола в забое шпура (скважины)

Рисунок 2.16 – Схема нагружения образца породы при исследовании краевого скола

Далее измеряется объем сколотой породы V_k с помощью слепка. Энергия удара E , потраченная на образование объемов разрушения с учетом КПД нагрузки η определяется по выражению

$$E = \eta t g H, \quad (2.6)$$

где t – масса ударника, кг;

g – ускорение свободного падения, кгм/с^2 ;

H – высота сбрасывания ударника, м.

Измеряется угол скалывания породы на свободную поверхность $\varphi_{\text{ск}}$, ширина $b_{\text{ск}}$ и глубина скола $h_{\text{ск}}$.

Результаты, полученные в ходе экспериментального исследования проходят статистическую обработку с применением метода нелинейной функционально-факторной регрессии, созданного в ИГД УрО РАН и

позволяющего проводить обобщение и анализ экспериментальных данных с повышенной достоверностью [4, 5, 17, 45, 110].

1 Определяются погрешности измерений разрушенного объема при промежуточном сколе $\sigma_{\text{ЭП}}$ и краевом сколе $\sigma_{\text{ЭК}}$ согласно выражениям

$$\sigma_{\text{ЭП}} = \sqrt{\frac{1}{\sum_{p=1}^q n_p} \sum_{p=1}^q \left(\frac{\sum_{i=1}^{n_p} (V_{piп} - V_{pп})^2}{p-1} \right) n_p}, \quad (2.7)$$

где n_p – количество узловых точек ($n_p = 5$) в p -группе многократных измерений;

q – количество групп с многократными измерениями ($q = 5$);

$V_{piп}$ – значение объема разрушения при промежуточном сколе в узловой i -й точке, принадлежащей p -группе;

$V_{pп}$ – среднее значение объема при промежуточном сколе в узловых точках p -группы.

$$\sigma_{\text{ЭК}} = \sqrt{\frac{1}{\sum_{p=1}^k n_v} \sum_{p=1}^k \left(\frac{\sum_{i=1}^{n_p} (V_{piк} - V_{pк})^2}{n_p - 1} \right) n_p}, \quad (2.8)$$

где $V_{piк}$ – значение объема разрушения при краевом сколе в узловой i -й точке, принадлежащей p -группе;

$V_{pк}$ – среднее значение объема разрушения при краевом сколе в узловых точках p -группы.

2 Рассчитываются граничные значения допустимого коэффициента детерминации искомой модели. Нижняя $R_{2н}$ и верхняя $R_{2в}$ границы коэффициента детерминации определены по следующим формулам:

$$R_{н}^2 = 1 - \frac{f \cdot \sigma_3^2}{\chi_{\alpha, 1, f}^2 \cdot D_V}, \quad (2.9)$$

$$R_B^2 = 1 - \frac{f \cdot \sigma_3^2}{\chi_{\alpha_2, f}^2 \cdot D_v}, \quad (2.10)$$

где σ_3 – средняя квадратичная погрешность измерений разрушенного объема горной породы;

f – число степеней свободы в расчете погрешности σ_3 ;

$\chi_{\alpha_1, f}^2$ и $\chi_{\alpha_2, f}^2$ – процентные точки распределения Пирсона на соответствующих уровнях значимости α_1 и α_2 ($\alpha_1 = (1+P)/2$, $\alpha_2 = (1-P)/2$);

D_v – дисперсия разрушенного объема V_i , измеренного в узловых точках.

В расчетах приняты значения $f=80$ и $P=0,95$.

Выводы

1 Механизм разрушения скальной горной породы при ударно-поворотном способе бурения штыревым инструментом весьма сложен и в общем виде может быть представлен как выкол лунок с возможными промежуточным сколом породы в области между инденторами и краевым ее сколом, возникающим в области, прилегающей к краю ранее образованной свободной поверхности.

2 Установлено, что для обеспечения дополнительного объема разрушений породы за счет промежуточного скола необходимо размещать инденторы на рабочей поверхности бурового инструмента на рациональном расстоянии между собой, а удары производить при соответствующей энергии. В целях же создания добавочного объема разрушений породы за счет краевого ее скола угол поворота инструмента необходимо определять исходя из рационального значения расстояния до свободной поверхности и удары производить при соответствующей энергии.

3 Работы разных исследователей дают определенные представления о процессе взаимодействия группы инденторов со скальной горной породой в случаях их динамического одновременного внедрения и вблизи от свободной

поверхности. Однако теоретические основы процесса разрушения породы ударом группы инденторов с достаточной полнотой не разработаны до настоящего времени и не дают целостного представления о действующих напряжениях в породе, приводящих к ее промежуточному сколу между ними и к краевому сколу, возникающему при ударе вблизи от свободной поверхности.

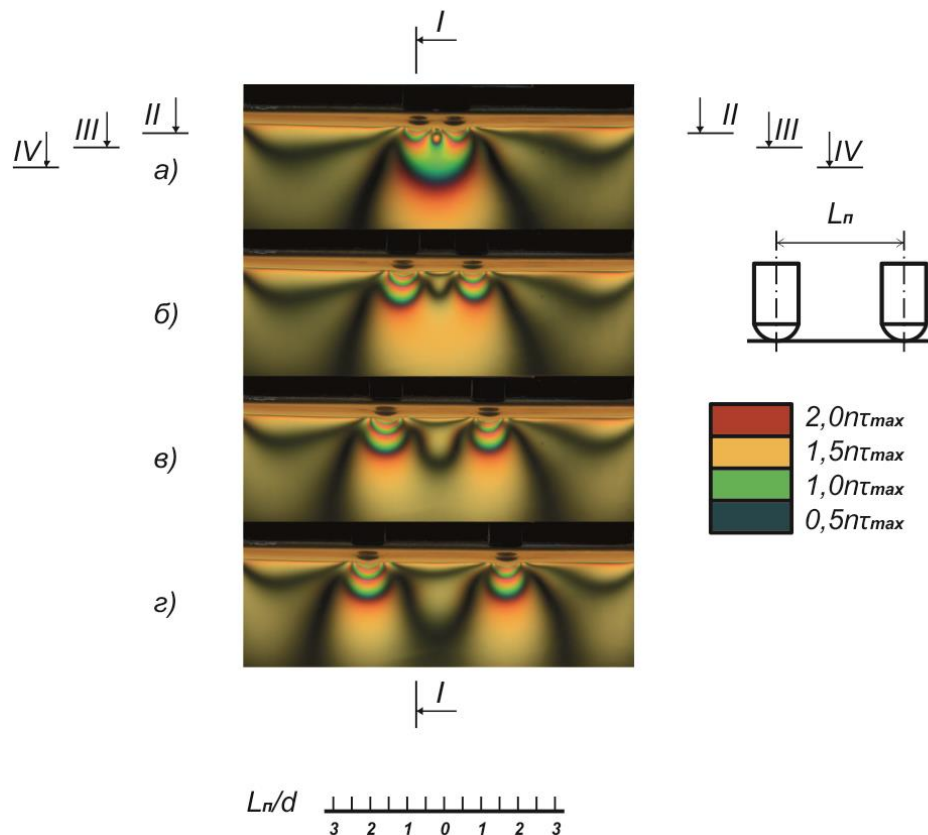
4 Наиболее достоверным методом выявления закономерностей, связывающих объем разрушения, энергию удара и расстояния, определяющие взаимное положение инденторов на рабочей поверхности инструмента и на забое шпура (скважины) в процессе бурения, является экспериментальный.

5 Разработана последовательность экспериментального исследования, позволяющая определять распределение максимальных касательных напряжений, возникающих в процессе ударного воздействия бурового инструмента штыревого типа в скальной горной породе, а также выявлять рациональное расположение инденторов и энергию удара, позволяющие повысить объем разрушения и снизить энергоемкость ударно-поворотного способа бурения.

ГЛАВА 3 МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОСТРАНСТВЕННОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ, ОБЪЕМОВ РАЗРУШЕНИЙ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД И ВЫЯВЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ИХ ИЗМЕНЕНИЯ

3.1 Анализ результатов фотоупругого моделирования распределения напряжений породы забоя под действием твердосплавных инденторов бурового инструмента

На рис. 3.1 приведены результаты исследования закономерности распределения максимальных касательных напряжений при одновременном внедрении инденторов на различном относительном межосевом расстоянии $L_{\pi}/d=1\div 4$, ранее опубликованные в [76].



L_{π}/d : а – 1; б – 2; в – 3; г – 4

Рисунок 3.1 – Оптическая картина распределения максимальных касательных напряжений при различном относительном расстоянии между инденторами L_{π}/d

На рис. 3.2 показаны графики изменения коэффициента распределения напряжений k в вертикальных сечениях, проведенных по типу I-I для всех вариантов размещения инденторов.

Из анализа рис. 3.2 следует, что в результате действия ударной волны максимальные касательные напряжения имеют наибольшую величину в области породы, находящейся непосредственно под инденторами. Это наблюдается при всех вариантах их установки. В этой области порода в процессе бурения разрушится в первую очередь. При увеличении глубины массива напряжения убывают нелинейно (рис. 3.2), что подтверждает решения задачи Буссинеска [40], согласно которым величина касательных напряжений обратно пропорциональна квадрату расстояния от точки нагружения до рассматриваемой точки.

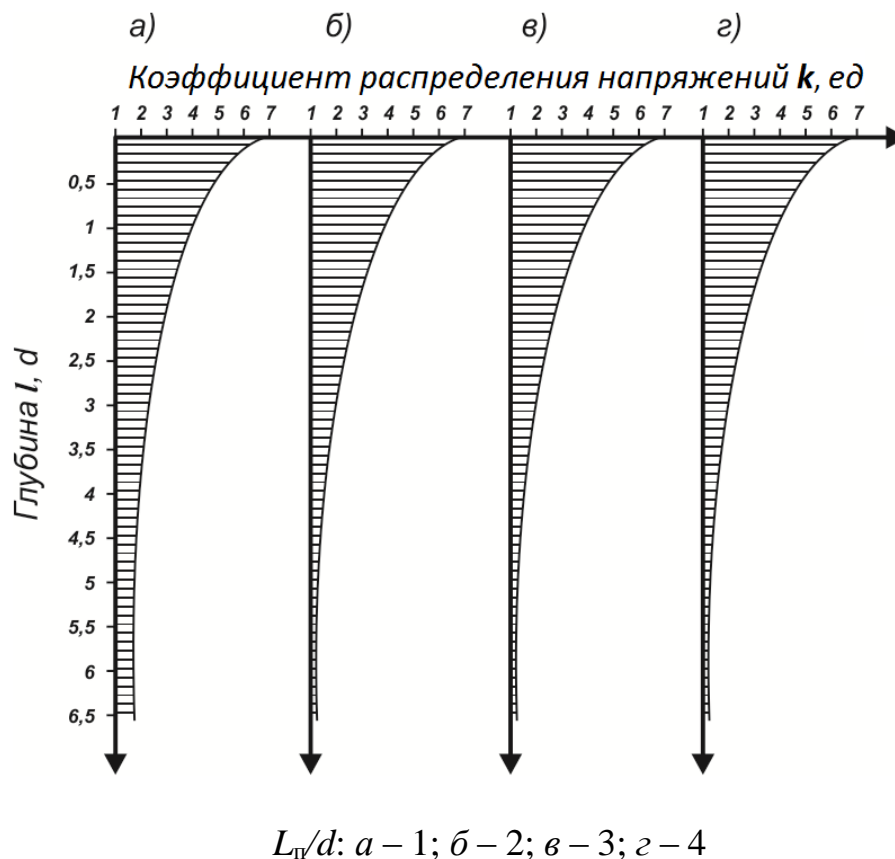


Рисунок 3.2 – Графики изменения коэффициента распределения напряжений k в сечениях по типу I-I

На рис. 3.3 – 3.5 показаны графики изменения коэффициента распределения напряжений k в горизонтальных сечениях, проведенных по типам II-II, III-III, IV-IV для всех вариантов размещения инденторов.

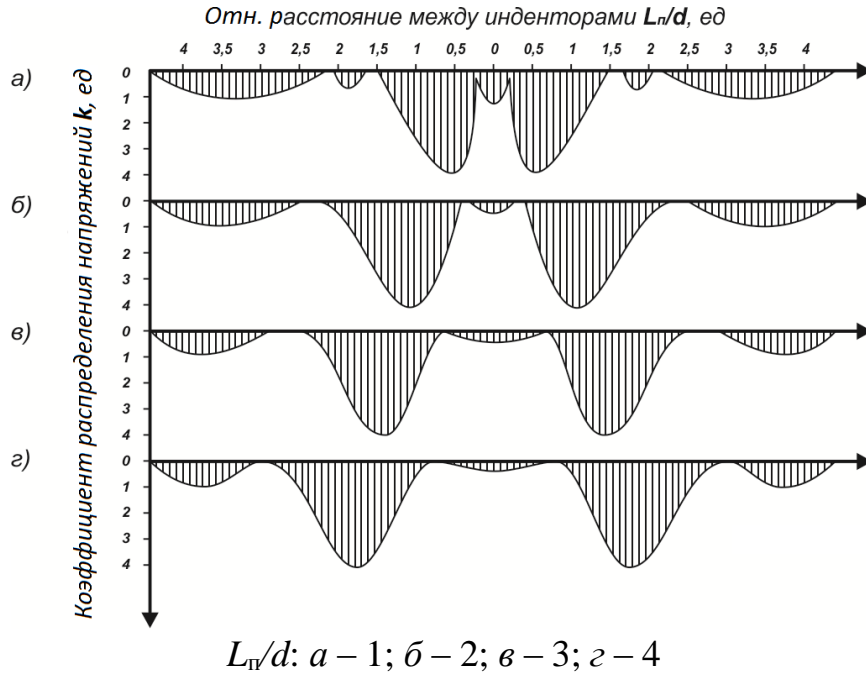


Рисунок 3.3 – Графики изменения коэффициента распределения напряжений k в сечениях по типу II-II

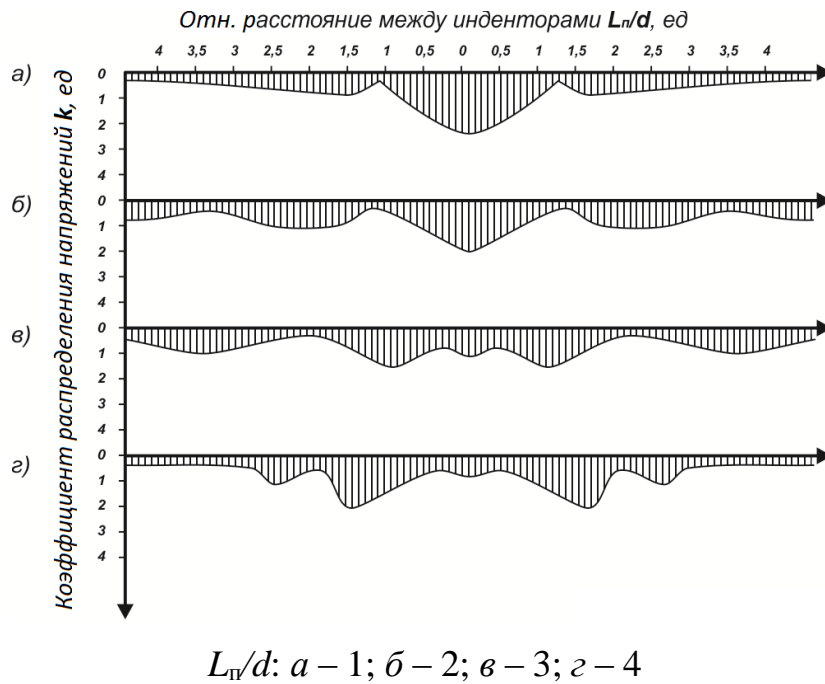


Рисунок 3.4 – Графики изменения коэффициента распределения напряжений k в сечениях по типу III-III

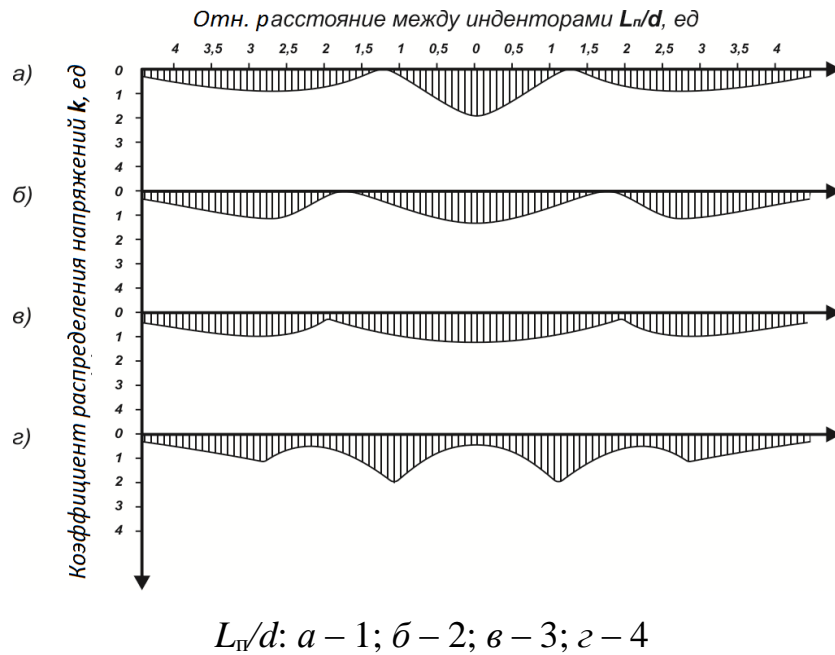


Рисунок 3.5 – Графики изменения коэффициента распределения напряжений k в сечениях по типу IV-IV

Из анализа графиков (рис. 3.3 – 3.5) следует, что по мере удаления инденторов друг от друга в точках, принадлежащих пространству между ними, касательные напряжения снижаются согласно установленной методом нелинейной функционально-факторной регрессии [4,5] экспоненциальной зависимости с длиной релаксации 0,85, выраженной в относительных долях диаметра индентора (рис.3.6). При относительном расстоянии между инденторами, превышающем 4 распределение напряжений приобретает независимый характер (рис. 3.1, г).

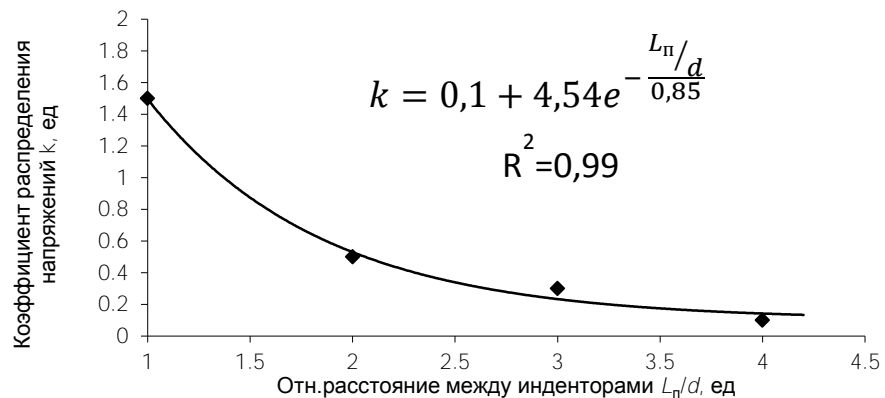


Рисунок 3.6 – Зависимость коэффициента распределения напряжений k от относительного расстояния между инденторами L_{Π}/d

Установлены по критерию максимальных касательных напряжений конфигурации зон возможного разрушения при одновременном динамическом внедрении сближенных инденторов (рис. 3.7).

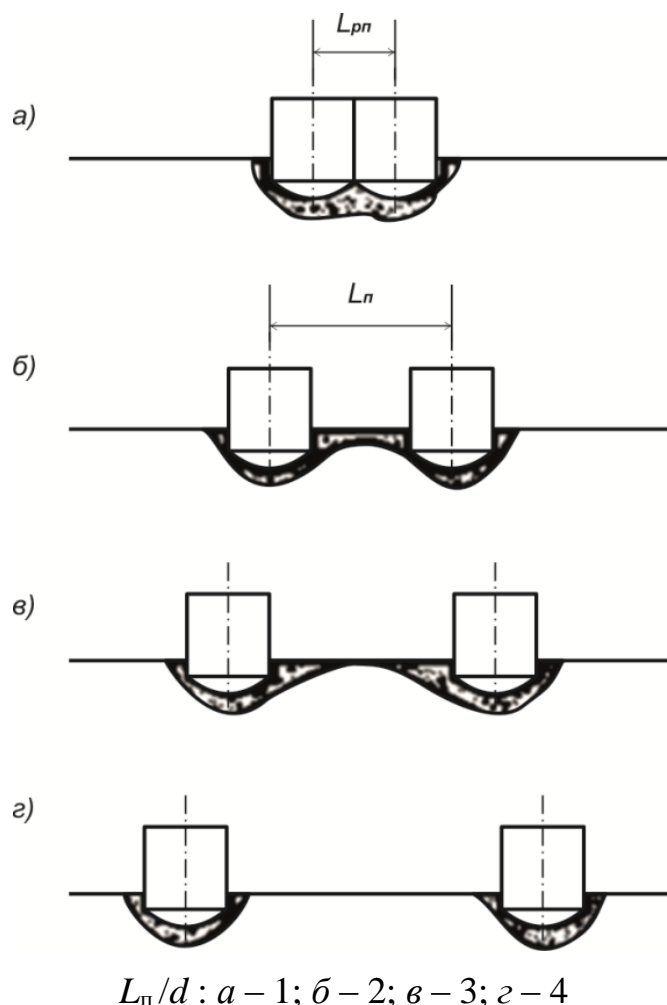
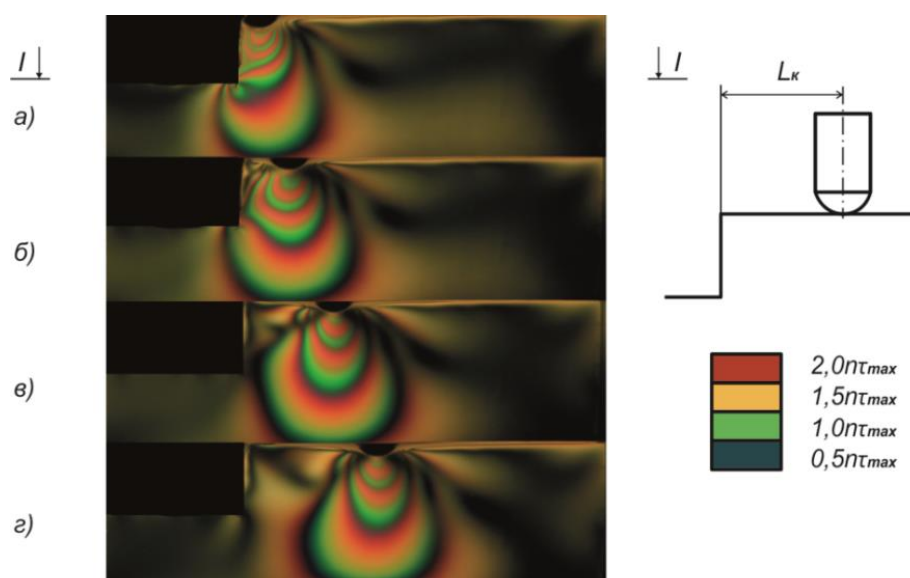


Рисунок 3.7 – Конфигурация зон возможного разрушения породы при различном относительном расстоянии L_{π}/d

Так при относительном расстоянии, равном 1 (рис. 3.7, а), отмечается появление области между ними, в которой коэффициент распределения напряжений k имеет наибольшее значение 1,5 (рис. 3.6). Наиболее вероятно, что при внедрении инденторов, объем породы, расположенный в области между ними, разрушится промежуточным сколом без дополнительных затрат энергии удара. При относительном расстоянии между инденторами от 2 до 3 (рис. 3.7, б) коэффициент распределения напряжений k в области между ними снижается в 3 – 5 раз (рис.3,6), что свидетельствует о наличии возможности перехода породы

между инденторами в предельное состояние на заключительной стадии образования лунок выкола с незначительным отколом слоев породы между ними. При относительном расстоянии между инденторами, равном или превышающем 4, поля напряжений все более отчетливо стягиваются под каждым из них (рис. 3.1, з), поэтому разрушение породы при соответствующем их размещении на поверхности бурового инструмента будет происходить преимущественно в области контакта породы и инденторов с образованием лунок наиболее энергоемким механизмом выкола (рис. 3.7, з).

На рис. 3.8 представлены картины распределения максимальных касательных напряжений при ударе одного индентора в точках, расположенных на различном расстоянии до свободной поверхности [76].

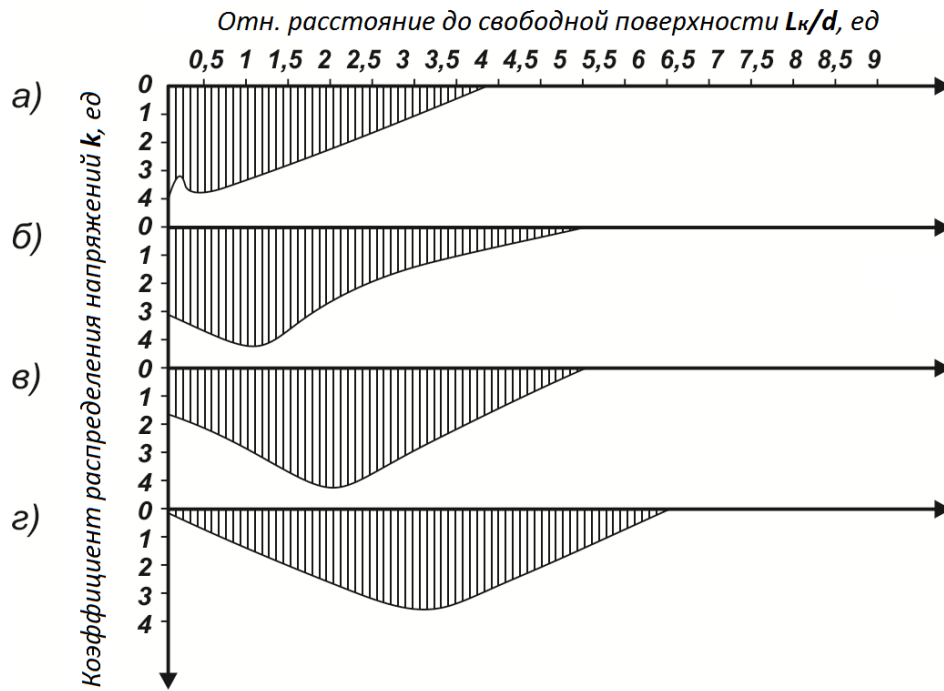


L_k/d 0 1 2 3 4

$L_k/d : a - 0,5; б - 1; в - 2; з - 3$

Рисунок 3.8 – Оптическая картина распределения максимальных касательных напряжений при различном расстоянии L_k/d от оси индентора до свободной поверхности

На рис. 3.9 показаны эпюры касательных напряжений в горизонтальных сечениях по типу I-I, проходящих через угловую зону свободной поверхности (концентратор напряжений).



L_{κ}/d : а – 0,5; б – 1; в – 2; з – 3

Рисунок 3.9 –Графики изменения коэффициента распределения напряжений k в горизонтальных сечениях по типу I-I

Анализ графиков изменения коэффициента распределения напряжений k (рис. 3.9) в горизонтальных сечениях показывает, что при размещении инденторов на относительном расстоянии L_{κ}/d в диапазоне от 0,5 до 3 касательные напряжения принимают наибольшую величину в области породы, находящейся под индентором. При увеличении расстояния от индентора до свободной поверхности относительные касательные напряжения в точках, расположенных в области, прилегающей к свободной поверхности, уменьшаются согласно установленной методом нелинейной функционально-факторной регрессии [4,5] экспоненциальной зависимости (рис. 3.10) с длиной релаксации 9,17, выраженной в относительных долях диаметра индентора. Влияние свободной поверхности прекращается при относительном расстоянии до нее, равном и более 3 (рис. 3.8, з), значение коэффициента распределения k становится менее 0,1 (рис.3.10).

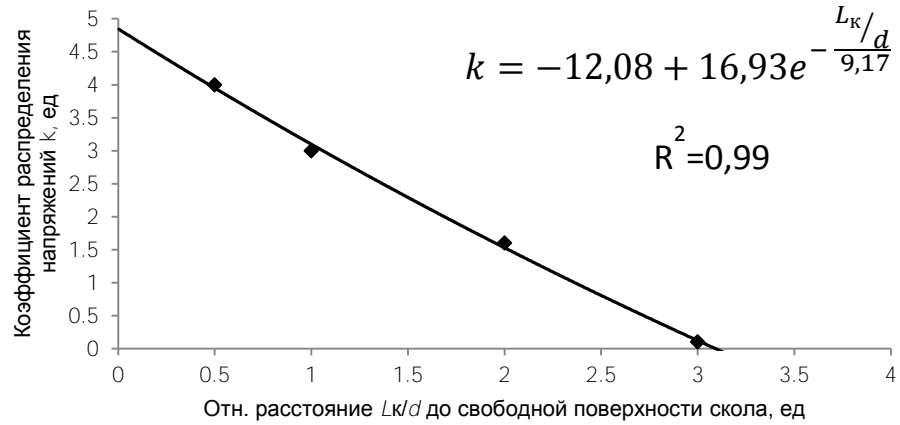


Рисунок 3.10 – Зависимость коэффициента распределения напряжений k от относительного расстояния до свободной поверхности L_k/d

В результате прочностного анализа по критерию максимальных касательных напряжений установлены возможные формы скола [81], которые будут наблюдаться, по всей видимости, при относительном расстоянии от индентора до свободной поверхности L_k/d не более 1 (рис. 3.11, а, б). Максимальный угол поверхности скола $\varphi_{ск}$ может составлять 37° , и оставаться неизменным при относительном расстоянии до свободной поверхности L_k/d не более 1. Глубина скола $h_{ск}$ возрастает с увеличением относительного расстояния L_k/d . При относительном расстоянии от оси внедряемого индентора до свободной поверхности, большем 1, разрушение породы в режиме краевого скола в процессе ударно-поворотного бурения прекращается - образуются только одиночные лунки выкола шириной b_1 и глубиной h (рис. 3.11, в, г).

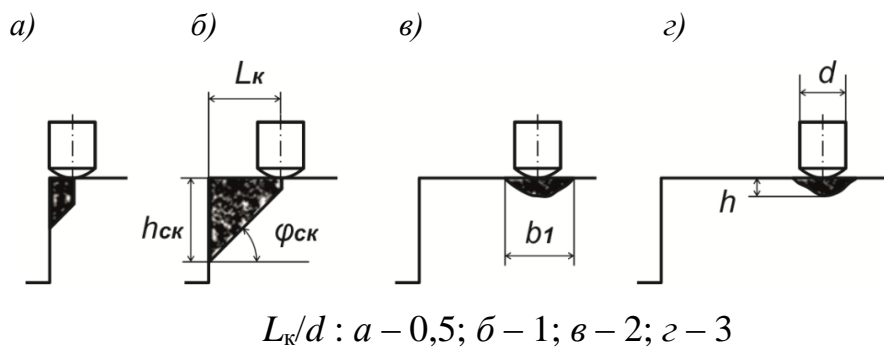


Рисунок 3.11 – Формы скола породы

Анализ проведенных исследований напряженно-деформированного состояния породы при различных способах внедрения инденторов показал, что величина и характер распределения касательных напряжений в породе зависят от геометрических параметров расположения инденторов относительно друг друга и свободной поверхности. Из них также следует, что рассмотренные механизмы разрушения имеют рациональные граничные условия по эффективности. Для обеспечения разрушения породы в процессе бурения промежуточным сколом инденторы должны располагаться на межосевом расстоянии до $2d$, краевым сколом на свободную поверхность - до $1d$. За пределами граничных условий порода при внедрении инденторов разрушается в виде лунок выкола.

3.2 Анализ механизмов разрушения образцов гранита в экспериментах промежуточного и краевого сколов

В эксперименте промежуточного скола при любой энергии удара и значениях из принятых диапазонов расстояния между инденторами наблюдались луночные разрушения и в некоторых случаях они появлялись совместно с промежуточным сколом породы между ними. Форма получаемых при разрушении лунок показана на рис. 3.12. Геометрические размеры лунок: глубина h , ширина максимальная b_1 , ширина минимальная b_2 , угол конусности ω , угол отлома консоли β приведены в табл. А.1 (Приложение А).

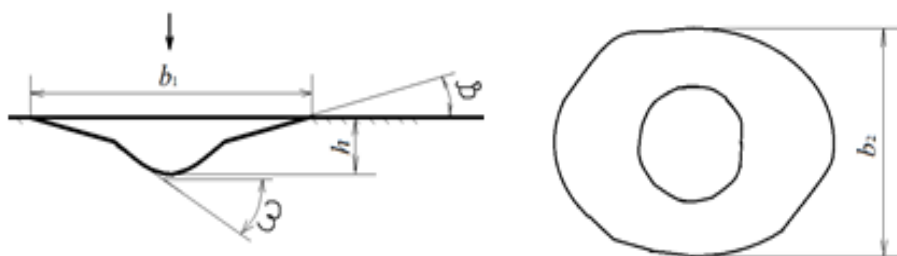


Рисунок 3.12 – Общий вид луночных разрушений в экспериментах промежуточного скола

При воздействии на породу энергии удара, равной 16 Дж, приходящейся на два индентора, происходило их одновременное внедрение с образованием лунок

(рис. 3.13). Лунки имели ореол в плане, близкий по форме к эллипсу. Большая ось b_1 эллипса составила в среднем 1,26 мм, малая ось b_2 – 1,15 мм.

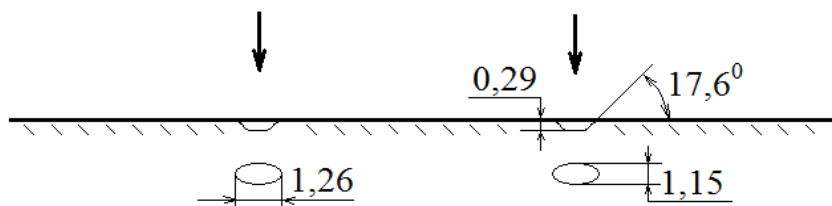


Рисунок 3.13 – Лунки разрушения, полученные при энергии удара 16 Дж

Основываясь на результатах собственных визуальных наблюдений, теории Г.М. Крюкова и В.Б. Соколинского, можно объяснить происходившие процессы в нагруженной породе при внедрении инденторов с различной энергией удара из диапазона 16 – 80 Дж следующим образом.

Оказываемое воздействие инденторов на породу с энергией удара 16 Дж было достаточным для преодоления упругой деформации объема породы, в результате чего в ней под каждым из инденторов формировались области всестороннего сжатия. Дальнейшее внедрение инденторов под действием оставшейся энергии удара приводило к росту напряжений сжатия в областях, ограниченных высшей изохромой (областях с максимальными касательными напряжениями). Достигнув предела прочности при объемном напряженном состоянии ($\approx 3 \div 17 \sigma_{сж}$, где $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы при одноосном сжатии), порода, заключенная в этих объемах, интенсивно дробилась на мельчайшие частички (до микронных размеров): разрушались не только межзеренные связи, но также и внутризеренные (кристаллическая решетка зерен). Разрушенная порода плотно примыкала к контактным поверхностям инденторов, образуя ядра разрушения. Поэтому с этого момента сила удара передавалась на окружающую среду не через контактную поверхность, а через ядра разрушения. Последующее внедрение вызывало в окрестности ядер рост напряжений, превышение предела прочности которыми на растяжение и сдвиг обуславливало развитие конусных микро- и макротрещин, направленных к свободной поверхности лунок и в глубь массива. После достижения конусными трещинами свободной поверхности, инденторы вместе с ядрами разрушения погружались на глубину h , равную 0,29

мм. Угол конусности лунки ω составил $17,6^\circ$. После завершения описанных выше деформаций для продолжения внедрения инденторов оставшейся энергии удара оказывалось недостаточно. По величине отношения b_1/h , предложенного Г.М. Крюковым [36] для оценки процесса разрушения породы под инденторами (табл. 3.1), разрушение в эксперименте ударом инденторов с энергией 16 Дж можно отнести скорее к стадии первого скола по краям лунок, так как его значение находилось в диапазоне от 5 до 7 и составило 4,3.

Таблица 3.1 – Характерные параметры лунок разрушения пород (по Г.М. Крюкову)

Тип индентора	Отношение максимальной ширины лунки к ее глубине b_1/h	
	стадия первого скола по краям лунки	стадия последовательных сколов по краям лунки
1	2	3
Скругленная форма	0,85-1,15	5-7

По мере увеличения энергии удара до 32 Дж создавалась возможность деформирования большего объема породы (рис. 3.14). На глубине лунки, получаемой при воздействии инденторов с энергией удара, равной 16 Дж, обеспечивалось возникновение вторичных областей всестороннего сжатия, ограниченных новыми высшими изохромами.



Рисунок 3.14 – Лунки разрушения, полученные при энергии удара 32 Дж

Превысив предел прочности породы при всестороннем сжатии ($\approx 3\div 17\sigma_{сж}$) порода в области высших изохром взрывообразно переходила в порошкообразное состояние. Передаваемое давление необходимой величины от инденторов через вторичные ядра разрушения вызывало развитие откольных трещин под углом β , равным $8,4^{\circ}$. Внедрение инденторов на заключительной стадии приводило к образованию лунок с контуром в плане, близким к эллипсу (рис. 3.15): большая ось b_1 была равна 4,34 мм, малая ось b_2 составила в среднем 3,86 мм. Угол конусности лунок ω равен $23,5^{\circ}$, глубина лунок h – 0,78 мм. Отношение b_1/h составило 5,6, что свидетельствовало о начале полноценной стадии объемного разрушения с повторными сколами породы по краям лунок.

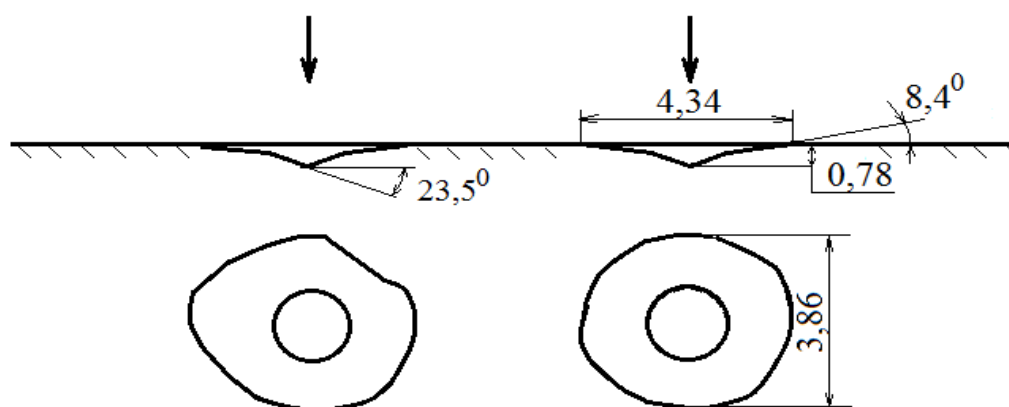


Рисунок 3.15 – Схема лунок в разрезе и плане при энергии удара 32 Дж

При энергии удара, равной 48 Дж, под инденторами образовывались трещины по счету области всестороннего сжатия уже на большем расстоянии от места контакта инденторов с породой в сравнении с вариантом нагружения породы энергией удара 32 Дж. Фотография лунок разрушения представлена на рисунке 3.16.



Рисунок 3.16 – Лунки разрушения, полученные при энергии удара 48 Дж

Действие третичных ядер разрушения обеспечивало возникновение напряжений, превышающих предел прочности на сдвиг и растяжение в более отдаленных точках от них, что способствовало скалыванию большего объема породы по краям лунок под углом β , равным $8,6^{\circ}$.

Внедрение оканчивалось образованием лунок эллиптической формы (рис. 3.17). В плане большая ось лунок b_1 составила 7,19 мм, меньшая ось b_2 была равна 6,08 мм. Глубина лунок h в среднем достигала 1,04 мм, угол конусности лунок ω составил $23,4^{\circ}$.

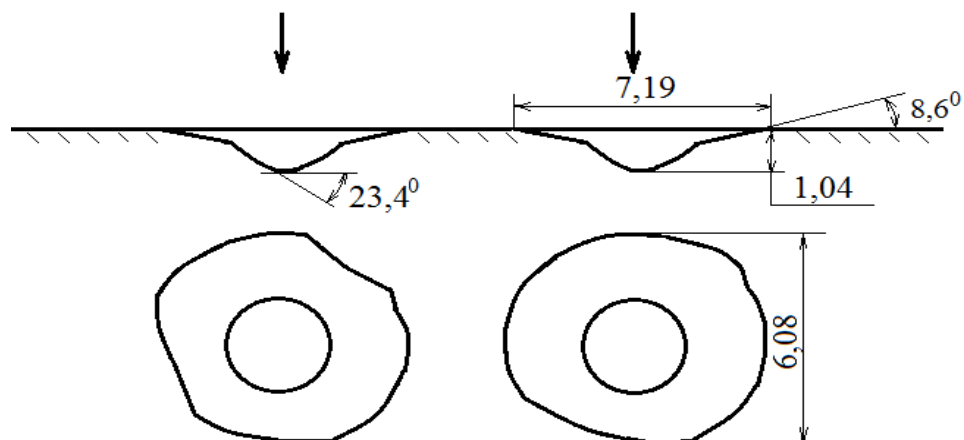


Рисунок 3.17 – Схема лунок в разрезе и плане при энергии удара 48 Дж

Объемное разрушение породы по краям лунок было выражено более интенсивно, о чем свидетельствовала соответствующая величина отношения b_1/h , равная 6,9. Под действием остаточной энергии удара измельченная порода спрессовывалась в слой толщиной не более 0,2 мм (рис. 3.18).



Рисунок 3.18 – Спрессованный слой породы

Динамическое внедрение инденторов на расстояниях между ними $L_{п}$, равных $2d$, $3d$, $4d$, приводило только к луночным разрушениям под каждым из них, но при $L_{п}=1d$ совместно с луночными разрушениями, наблюдаемыми под инденторами, появлялся промежуточный скол породы в области между ними. Геометрические размеры лунок в среднем возросли при воздействии энергии удара, равной 64 Дж в сравнении с размерами лунок, наблюдаемыми при внедрении инденторов с энергией удара 48 Дж и менее. На рисунке 3.19 приведена фотография области разрушения в образце гранита.



Рисунок 3.19 – Область разрушения, полученная при энергии удара 64 Дж

Описанным явлениям способствовало возникновение и развитие четвертичных ядер разрушения, расширение которых на большей глубине приводило к деформированию еще большего объема породы и отколу консоли больших размеров под углом β , равного $8,9^\circ$. Форма лунок в плане была близка к эллипсу (рис. 3.20): большая ось b_1 составила 8,02 мм, меньшая ось b_2 была равна в среднем 7,10 мм. Глубина лунок h составила в среднем 1,58 мм. Средний угол конусности лунок ω равен $23,2^\circ$.

Величина отношения b_1/h равнялась 5,1, которая свидетельствовала о снижении доли объема скола породы по краям лунок, что, по-видимому, происходило по причине все возрастающего влияния зажатости среды вследствие большего их углубления, препятствующей выходу конусных трещин к свободной поверхности.

Разрушение дополнительного объема породы промежуточным сколом при расстоянии между инденторами $L_{п}$, равном $1d$ (рис. 3.21), шириной – 2,13 мм, длиной – 3,48 мм, глубиной – 0,8 мм можно объяснить следующим образом.

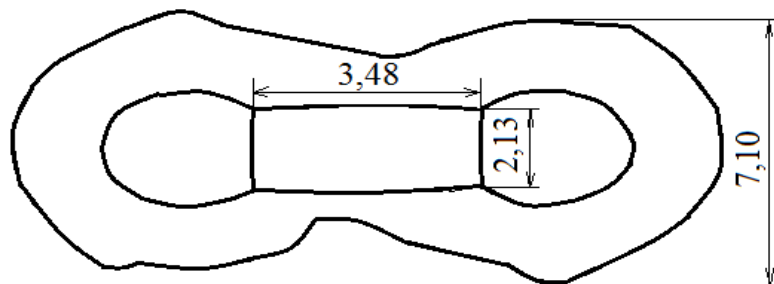


Рисунок 3.20 – Область промежуточного скола породы в плане при энергии удара 64 Дж

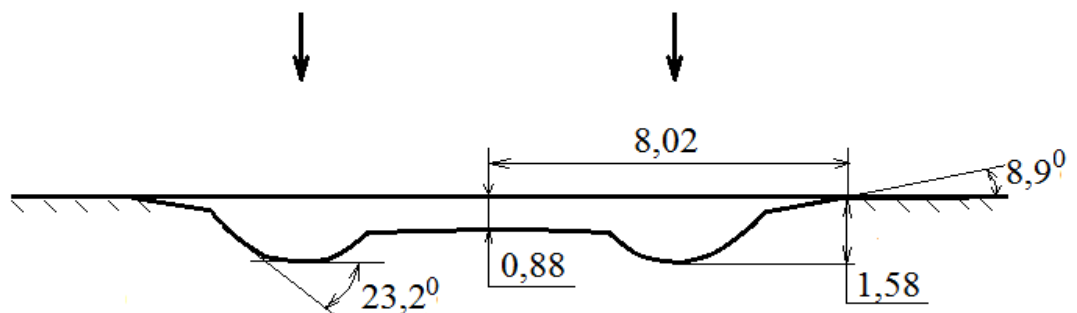


Рисунок 3.21 – Схема области разрушения породы в разрезе при энергии удара 64 Дж

Взаимодействие полей напряжений в результате прохождения встречных ударных волн от соседних инденторов обеспечивало появление в объеме породы, расположенной между ними, касательных напряжений, величина которых превышала предел прочности для наступления предельного состояния породы и последующего промежуточного ее скалывания. Растущие конусные трещины в результате расширения ядер разрушения от двух близкорасположенных инденторов объединялись в общую систему трещин, по которой в дальнейшем скалывался дополнительный объем породы от ненарушенного массива. В продольном разрезе (рис. 3.21) форма промежуточного скола близка к той, что была установлена при фотоупругом моделировании в п.3.1 настоящей работы. Поскольку характер разрушения определяется соответствующим распределением напряжений, то сходство наблюдаемой в экспериментах формы промежуточного скола с установленной в результате фотоупругого моделирования подтверждает существенную роль касательных напряжений в процессе разрушения породы промежуточным сколом при динамическом внедрении инденторов.

При энергии удара 80 Дж наблюдалась картина разрушения породы как под инденторами, так и между ними на расстоянии $1d$, схожая с той, что была зафиксирована при энергии удара 64 Дж. На рис. 3.22 представлено изображение области разрушения, характерной при внедрении инденторов с энергией удара 80 Дж на расстоянии между ними $L_{\text{п}}=1d$.



Рисунок 3.22 – Область разрушения породы, полученная при энергии удара 80

Дж

Следует отметить, что, несмотря на увеличение средних геометрических размеров лунок в плане ($b_1=8,5$ мм, $b_2=5,5$ мм) и по глубине ($h=1,79$ мм), заметного увеличения объема промежуточного скола между ними не наблюдалось (рис. 3.23).

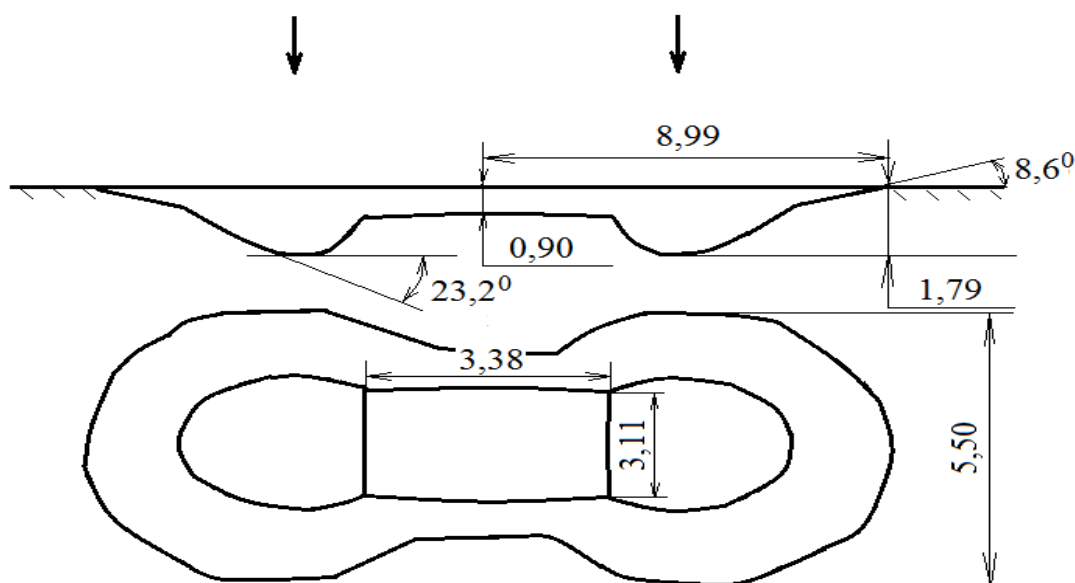


Рисунок 3.23 – Схема области разрушения породы в разрезе и плане при энергии удара 80 Дж

Кроме того, величина отношения b_1/h , равная 5,02, указывала на дальнейшее снижение объемов скола породы по краям лунок и увеличение зажатости среды. По всей видимости, дальнейшее повышение энергии удара не приведет к существенному возрастанию объемов скалывания породы по краям лунок и между ними.

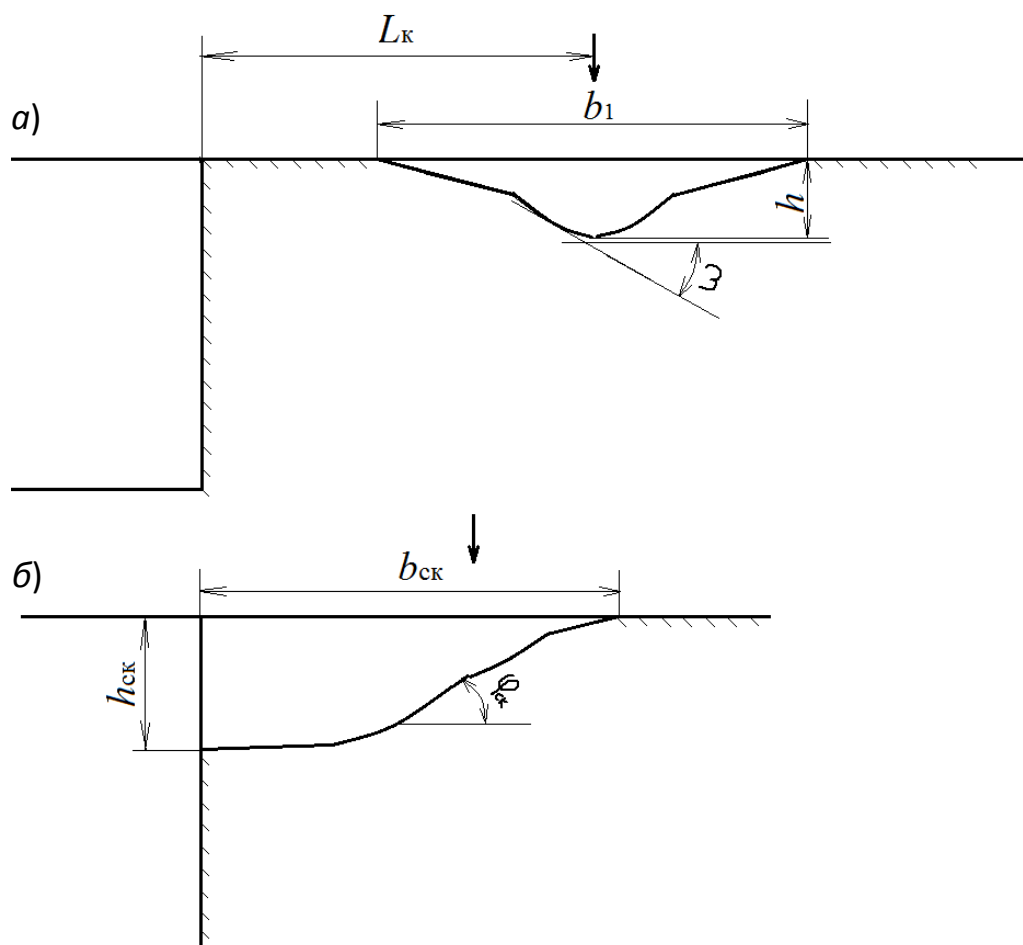
В таблице 3.2 представлены средние геометрические размеры лунок в зависимости от величины энергии удара.

Таблица 3.2 – Геометрические размеры луночных разрушений в зависимости от энергии удара

Энергия единичн ого удара, Дж	Глубина лунки h , мм	Максим. ширина лунки b_1 , мм	Миним. ширина лунки b_2 , мм	Угол конуснос ти лунки ω , град	Угол отлома консоли β , град	Отноше ние b_1/h
1	2	3	4	5	6	7
16	0,29	1,26	1,15	17,6	8,4	4,3
32	0,78	4,34	3,86	23,5	8,5	5,6
48	1,04	7,19	6,08	23,4	8,6	6,9
64	1,58	8,02	7,10	23,2	8,9	5,1
80	1,79	8,99	5,50	23,2	8,6	5,0

Из анализа табл. 3.2 следует, что при воздействии энергии удара в исследуемом диапазоне угол конусности лунок ω практически не зависел от энергии удара и расстояния между инденторами. Его значения изменялись в пределах $23,2^0 - 23,5^0$ для энергии удара в диапазоне от 32 до 80 Дж. Экспериментально установленные значения угла конусности оказались близкими к значениям, установленным в работах [26, 52] для некоторых скальных горных пород: для крепкого кварцита – 15^0 , мелкозернистого мрамора – 26^0 .

В эксперименте краевого скола в зависимости от энергии удара и расстояния от индентора до свободной поверхности L_k отмечались две формы разрушения – лунки выкола и сколы с элементами луночных разрушений (рис. 3.24, а, б). Значения геометрических параметров: максимальной ширины лунки b_1 , глубины лунки h , угла конусности лунки ω , угла отлома консоли β , глубины скола $h_{ск}$, максимальной ширины скола $b_{ск}$, угла скола $\varphi_{ск}$ – приведены в таблице А.2 (Приложение А).



а) лунка; б) краевой скол на свободную поверхность

Рисунок 3.24 – Формы разрушения образца породы в эксперименте краевого скола

При постоянном значении расстояния от индентора до края свободной поверхности углубления $0,5d$, и различной энергии удара из диапазона от 16 Дж до 80 Дж возникали различные формы разрушения (рис. 3.25).



1 – 16 Дж; 2 – 32 Дж; 3 – 48 Дж; 4 – 64 Дж

Рисунок 3.25 – Разрушение гранита при расстоянии $0,5d$ относительно свободной поверхности

1) Внедрение индентора под воздействием энергии удара 16 Дж вызывало образование лунки эллиптической формы, максимальная ширина которой b_1 составила 5,15 мм в среднем, глубина h – 0,92 мм (рис. 3.26).

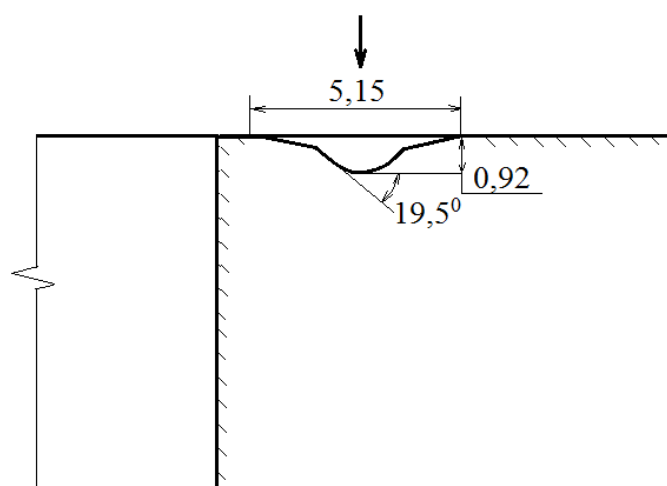


Рисунок 3.26 – Схема разрушения гранита при расстоянии $0,5d$ и энергии удара 16 Дж относительно свободной поверхности скола

2) При воздействии на индентор энергии удара, равной 32 Дж, было отмечено развитие скола на вторую свободную поверхность под углом $\varphi_{ск}$, равным $23,2^{\circ}$. Глубина скола породы $h_{ск}$ составила 4,08 мм (рис. 3.27).

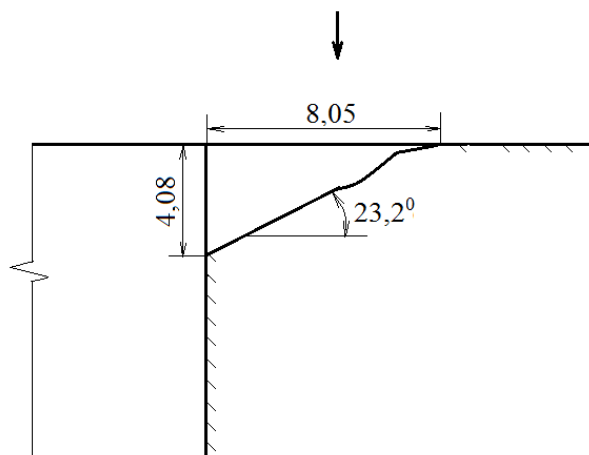


Рисунок 3.27 – Схема разрушения гранита при расстоянии $0,5d$ и энергии удара 32 Дж относительно свободной поверхности скола

3) При воздействии на индентор энергии удара, равной 48 Дж, отмечено скалывание породы под большим углом $\varphi_{ск} - 30,4^{\circ}$. Максимальная ширина области разрушения b_1 составила 9,22 мм. Глубина скола породы $h_{ск}$ составила 6,56 мм (рис.3.28).

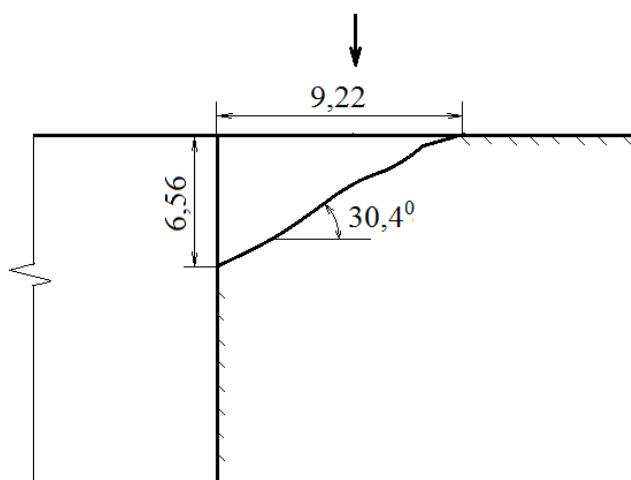


Рисунок 3.28 – Схема разрушения гранита при расстоянии $0,5d$ и энергии удара 48 Дж относительно свободной поверхности скола

4) При воздействии на индентор энергии удара, равной 64 Дж, порода скалывалась в сторону свободной поверхности углубления под углом $\varphi_{ск}$, равным $29,9^{\circ}$. Ширина области разрушения b_1 составила 10,16 мм. Глубина скола породы $h_{ск}$ составила 6,38 мм (рис. 3.29).

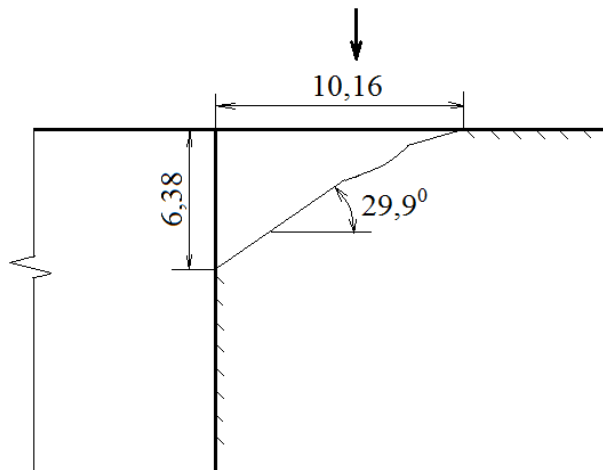


Рисунок 3.29 – Схема разрушения гранита при расстоянии $0,5d$ и энергии удара 64 Дж относительно свободной поверхности скола

5) При воздействии на индентор энергии удара 80 Дж наблюдался скол породы со следующими геометрическими характеристиками: угол $\varphi_{ск} - 29,9^{\circ}$, ширина области разрушения b_1 составила 11,11 мм, глубина скола породы $h_{ск} - 6,4$ мм (рис. 3.30).

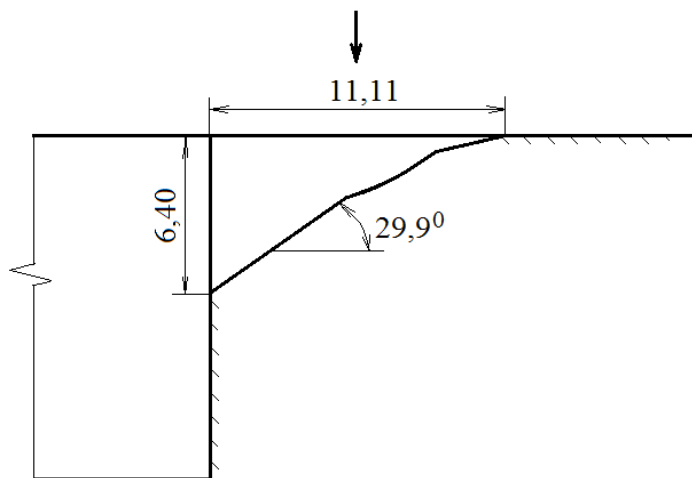


Рисунок 3.30 – Схема разрушения гранита при расстоянии $0,5d$ и энергии удара 80 Дж относительно свободной поверхности скола

При размещении индентора на расстоянии до края свободной поверхности $1d$, наблюдались как луночные разрушения, так и сколы на свободную поверхность. Общая картина разрушений образца гранита показана на рисунке 3.31.



1–16 Дж; 2 – 32 Дж; 3 – 48 Дж; 4 – 64 Дж

Рисунок 3.31 – Разрушение гранита при расстоянии $1d$ относительно свободной поверхности

1) При энергии удара на индентор, равной 16 Дж, отмечено появление только лунки выкола с максимальной шириной b_1 5,05 мм. Глубина лунки h составила 0,95 мм (рис. 3.32).

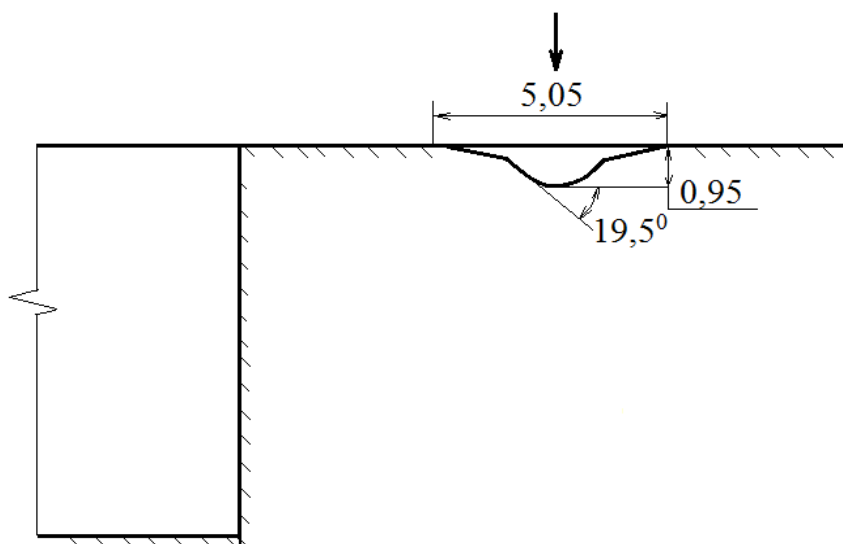


Рисунок 3.32 – Схема разрушения гранита при расстоянии $1d$ и энергии удара 16 Дж относительно свободной поверхности скола

2) При энергии удара на индентор, равной 32 Дж, его внедрение вызывало только появление лунок выкола с максимальной шириной b_1 8,26 мм. Глубина лунки h составила 1,51 мм (рис. 3.33).

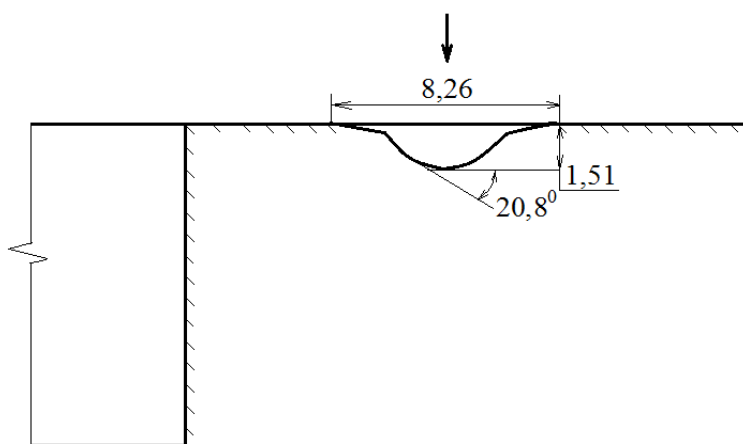


Рисунок 3.33 – Схема разрушения гранита при расстоянии $1d$ и энергии удара 32 Дж относительно свободной поверхности скола

3) При энергии удара на индентор, равной 48 Дж, отмечено не только появление луночных разрушений по объемному типу, но и скалывание породы в

направлении свободной поверхности. Поверхность скалывания имела вогнутую форму. Угол наклона $\varphi_{\text{ск}}$ в сторону края углубления составил $30,4^{\circ}$. Глубина скола $h_{\text{ск}}$ составила 8,14 мм (рис. 3.34). Максимальная ширина скола $b_{\text{ск}}$ – 12,55 мм.

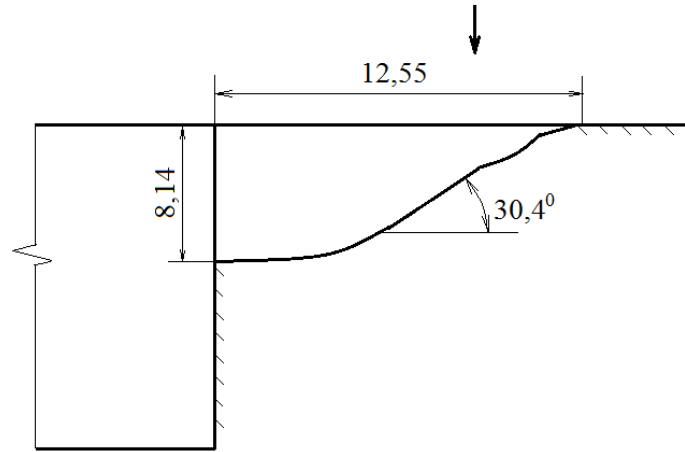


Рисунок 3.34 – Схема разрушения гранита при расстоянии $1d$ и энергии удара 48 Дж относительно свободной поверхности скола

4) При энергии удара на индентор, равной 64 Дж, наблюдалось также образование луночных разрушений по объемному типу с интенсивным скалыванием зерен и их агрегатов породы в сторону свободной поверхности под углом $\varphi_{\text{ск}}$, равным $31,2^{\circ}$. Максимальная ширина скола $b_{\text{ск}}$ составила 14,13 мм (рис. 3.35).

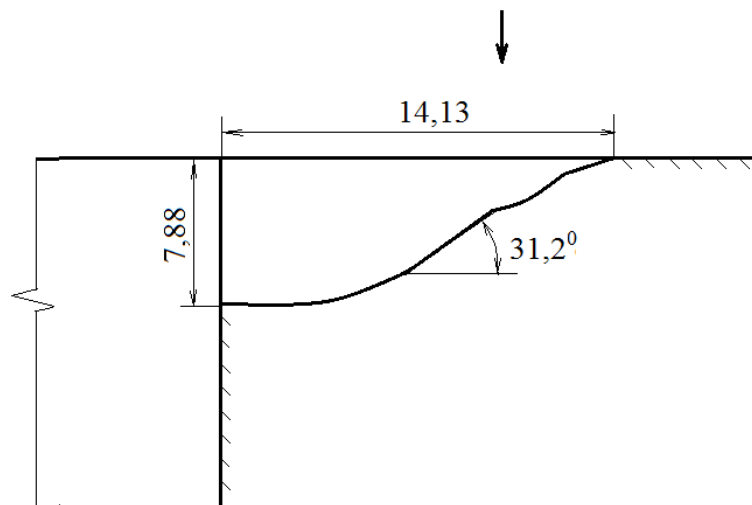


Рисунок 3.35 – Схема разрушения гранита при расстоянии $1d$ и энергии удара 64 Дж относительно свободной поверхности

5) При энергии удара 80 Дж, как и в предыдущем варианте нагружения, внедрение индентора в образец породы обеспечивало совместно с луночными разрушениями краевой скол породы под углом $\varphi_{ск}$ $31,3^{\circ}$. Максимальная ширина скола $b_{ск}$ составила 15,41 мм (рис. 3.36).

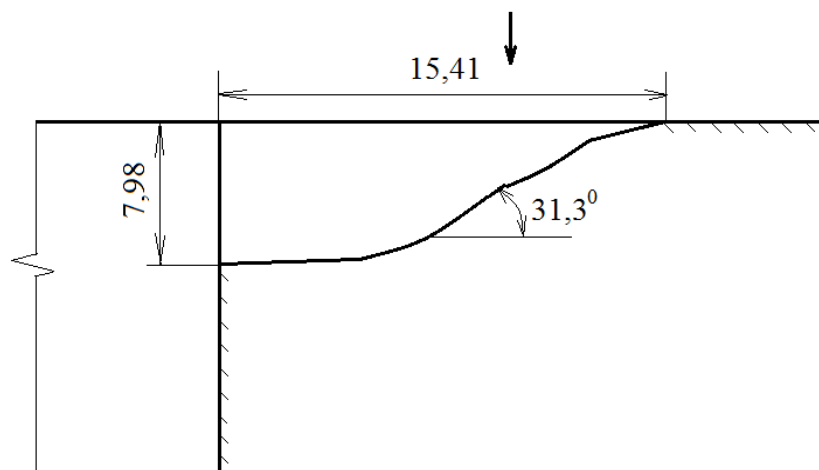


Рисунок 3.36 – Схема разрушения гранита при расстоянии $1d$ и энергии удара 80 Дж относительно свободной поверхности

Механизм разрушения породы краевым сколом, основываясь на гипотезе автора о совместном действии касательных и растягивающих напряжений, можно объяснить следующим образом. Возникающее ядро разрушения, в котором порода находилась в раздробленном состоянии, под действием ударной волны всесторонне расширялось, вызывая появление растягивающих напряжений в окружающем объеме. Совместно с растягивающими напряжениями возникали и росли в нижней части ядра касательные напряжения, формируя зону пластических деформаций. Возникшие и стремительно растущие напряжения обуславливали зарождение и развитие конических и осевых трещин. Дальнейшее внедрение индентора вызывало рост площадки контакта, увеличение объема ядра разрушения и развитие конических трещин. В результате увеличения размеров ядра и внутреннего конуса происходило скалывание породы на консольную часть лунки под углом к горизонтальной поверхности β и в направлении свободной

поверхности под углом $\varphi_{ск}$. Значения экспериментального угла $\varphi_{ск}$ оказались близкими к значениям угла внутреннего трения $\varphi_{в.тр.}$, указанным в [50] для распространенных скальных горных пород (табл. 3.3).

Таблица 3.3 – Значения угла внутреннего трения для некоторых скальных горных пород

Скальная порода	Угол внутреннего трения $\varphi_{в.тр.}$	Экспериментальные значения $\varphi_{ск}$
1	2	3
Роговик	33 ⁰	29,9 ⁰ – 31,3 ⁰
Песчаник ороговикованный	32 ⁰	
Сиенит порфиновый	31 ⁰	
Базальт лабрадорский	33 ⁰	
Базальт пикритовый	34 ⁰	
Габбро-диабаз	32 ⁰	
Долерит	32 ⁰	

Выявленные факты о криволинейном характере поверхности скола породы на свободную поверхность, о близком совпадении экспериментально установленных значений угла скола породы $\varphi_{ск}$ с прогнозным (37⁰), приведенным в п. 3.1 настоящей работы, и значениями, указанными в табл. 3.3, свидетельствуют о ведущей роли касательных напряжений при разрушении породы краевым сколом.

При расстоянии от индентора до края углубления, равного $2d$ и $3d$, и любой величине энергии удара из исследуемого диапазона, происходило образование только луночных разрушений. Общая картина луночных разрушений представлена на рисунке 3.37.

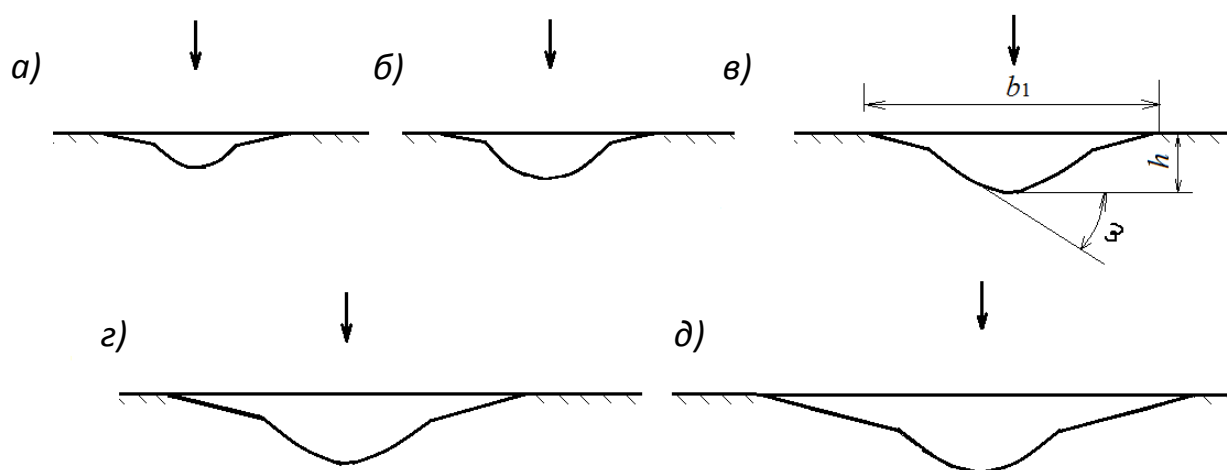


1 – 16 Дж; 2 – 32 Дж; 3 – 48 Дж; 4 – 64 Дж

Рисунок 3.37 – Разрушение гранита при расстоянии $1,5d$ относительно свободной поверхности

Геометрические размеры лунок в плане и по глубине – максимальная ширина b_1 , глубина h – возрастали с увеличением энергии удара, угол конусности лунок ω практически не зависел от энергии удара и оставался в пределах $18,5 - 18,8^\circ$, немного выходя из его границ ($19,8^\circ$) для лунок, полученных при энергии удара 16 Дж, область разрушения превышала величину зон контактов инденторов с породой в несколько раз, что согласно [19, 111] свидетельствовало о хрупком характере разрушения.

Схемы наблюдаемых лунок в зависимости от энергии удара представлены на рисунке 3.38.



a – 16Дж; *б* – 32Дж; *в* – 48 Дж; *г* – 64Дж; *д* – 80Дж

Рисунок 3.38 – Схемы луночных разрушений при расстоянии до свободной поверхности $2d$

Средние геометрические размеры лунок представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Геометрия луночных разрушений в зависимости от энергии удара

Энергия единичного удара, Дж	Глубина лунки h , мм	Максимальная ширина лунки b_1 , мм	Угол конусности лунки ω , град
1	2	3	4
16	0,87	5,03	19,8
32	1,53	7,79	18,7
48	1,76	8,48	18,5
64	1,86	8,97	18,6
80	1,89	10,20	18,8

В результате проведенных экспериментов подтверждена эффективность и целесообразность разрушения скальных горных пород на примере гранита ударами сближенных на рациональное расстояние инденторов, а также одного индентора, установленного на рациональном расстоянии от свободной поверхности, приводящими к развитию не только луночных разрушений, но

также к промежуточному и краевому сколам породы. Установленные в настоящей работе прогнозные параметры разрушения при промежуточном и краевом сколах нашли свое экспериментальное подтверждение. Это дает основание полагать, что причиной разрушения породы указанными механизмами являются не только растягивающие напряжения, как считалось ранее, но также и касательные. Поэтому в настоящей работе представлено дальнейшее развитие теоретических исследований механизма разрушения скальных горных пород при ударно-поворотном способе бурения шпуров и скважин.

3.3 Установление закономерностей изменения параметров ударного разрушения в экспериментах промежуточного и краевого сколов

В результате экспериментального исследования разрушения горной породы под инденторами получен массив данных: V_i – объем разрушения, E_i – энергия удара, расстояние для случая краевого скола L_{ki}/d и расстояние для случая промежуточного скола L_{pi}/d .

Результаты исследований приведены в табл. 3.5 и 3.6.

Таблица 3.5 – Объемы разрушенной породы ударом сближенных инденторов (средние значения по группе измерений)

Относительное расстояние между инденторами L_{pi}/d , отн. ед.	Объем разрушения породы V_{pi} , мм ³ , при энергии удара E , Дж				
	16	32	48	64	80
1	2	3	4	5	6
1,0	24,04	56,30	93,05	147,00	225,13
2,0	24,11	53,23	87,76	132,00	184,08
3,0	24,12	54,17	89,55	141,41	182,21
4,0	24,00	54,28	89,23	139,85	190,44

Таблица 3.6 – Объемы разрушенной породы ударом индентора вблизи от свободной поверхности скола (средние значения по группе измерений)

Относительное расстояние до свободной поверхности, L_k/d , отн. ед.	Объем разрушения породы V_k , мм ³ , при энергии удара E , Дж				
	16	32	48	64	80
1	2	3	4	5	6
0,5	47,78	166,45	190,14	191,87	214,98
1,0	27,93	63,59	268,88	270,55	254,18
1,5	27,95	60,60	130,00	231,79	279,29
2,0	27,71	59,50	124,35	234,19	272,85

Средняя квадратичная погрешность измерения объема V_i в экспериментах краевого и промежуточного скола, рассчитанная с учетом их многократности ($n=5$), составила, соответственно, $\sigma_{эк}=28,4$ мм³ и $\sigma_{эп}=10,96$ мм³.

По результатам экспериментальных измерений построены регрессионные модели, выражающие в аналитическом виде зависимость объема разрушенной горной породы от относительных расстояний между горизонтальным положением инденторов и энергией удара. Они построены по методологии, опубликованной в работах [4, 5].

По данным эксперимента краевого скола ($\sigma_э=\sigma_{эк}$) получен интервал допустимого коэффициента детерминации R^2 в границах от 0,875 до 0,933. Погрешность измерений в эксперименте промежуточного скола существенно снижена ($\sigma_э=\sigma_{эп}$). Поэтому соответствующие адекватные значения R^2 рассчитаны в повышенном интервале от 0,958 до 0,977.

Вид регрессионных моделей определяется особенностями распределения объема V_i в узловых точках. На рис. 3.39 представлено распределение средних значений объема разрушения в эксперименте краевого скола.

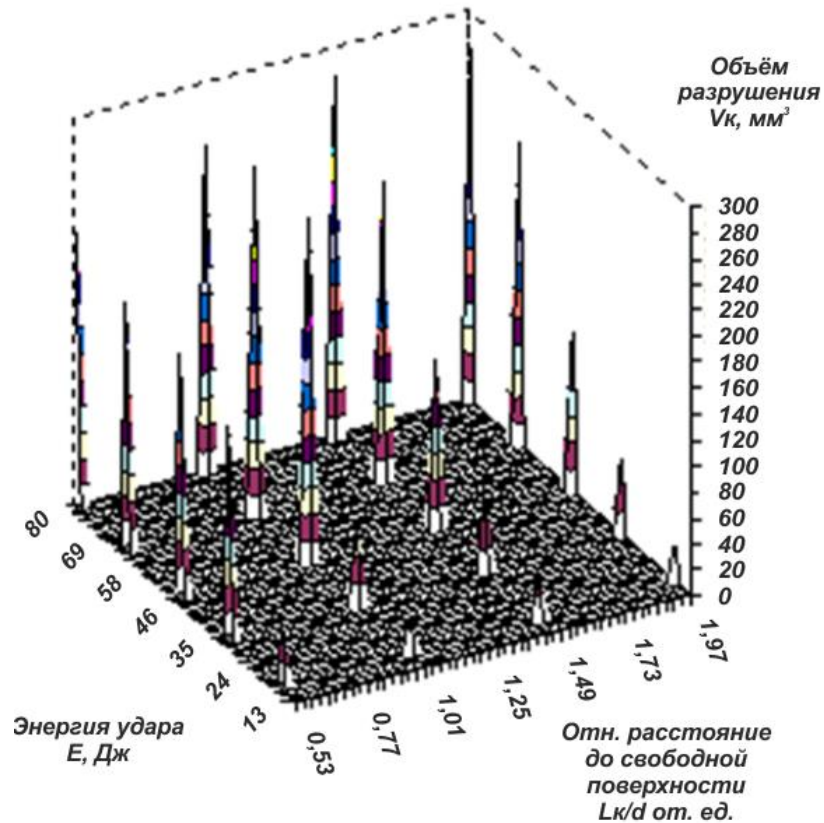


Рисунок 3.39 – Распределение объема разрушения горной породы в эксперименте краевого скола

В результате анализа данных краевого скола (рис. 3.39), представленного в работах [74,77], установлено, что изменение объема V_{ki} обусловлено влиянием распространенных и локализованных факторов. Распространены четыре фактора монотонностей в изменении данного объема. Две из них направлены вдоль осей относительного расстояния L_k/d и энергии удара E . Еще две монотонности направлены под углом к этим осям. Действие факторов, изгибающих модельные поверхности объема V_k по упомянутым монотонностям, выразим суммой соответствующих степенных функций: осевых $A_1 \left(\frac{L_k}{d} \right)^{\mu_1}$, $A_2 E^{\mu_2}$ и диагональных $A_3 \left(\frac{L_k}{d} \right)^{\mu_3} E^{\mu_4}$, $A_4 \left(\frac{L_k}{d} \right)^{\mu_5}$. Наличие локализованного фактора обусловлено явлением разрушения объема горной породы между инденторами в результате сложения напряжений в этой области, вызванных прохождением встречных ударных волн от близкорасположенных инденторов. На это

затрачивается часть механической энергии удара, переходящая в волновую энергию ее упругой деформации. Изменение объема разрушения опишем симметричной двумерной функцией гауссовой формы. Представим ее в виде, смещенном по осям координат и углу поворота.

$$A_5 e^{-\frac{[(L_K/d - L_{Kp}/d)\cos\varphi + (E' - E'_{Kp})\sin\varphi]^2}{\lambda_K^2} - \frac{[(L_K/d - L_{Kp}/d)\sin\varphi - (E' - E'_{Kp})\cos\varphi]^2}{\theta_K^2}}.$$

В общем виде обобщенную математическую модель V_K , выражающую изменение разрушенного объема, представим суммой отмеченных функций.

$$V_K(L_K/d; E) = A_1 (L_K/d)^{\mu_1} + A_2 E^{\mu_2} + A_3 (L_K/d)^{\mu_3} E^{\mu_4} + A_4 (L_K/d)^{\mu_5} + A_5 e^{-\frac{[(L_K/d - L_{Kp}/d)\cos\varphi + (E' - E'_{Kp})\sin\varphi]^2}{\lambda_K^2} - \frac{[(L_K/d - L_{Kp}/d)\sin\varphi - (E' - E'_{Kp})\cos\varphi]^2}{\theta_K^2}}, \quad (3.1)$$

где A_i, μ_i , – числовые коэффициенты;

λ_K и θ_K – параметры длины и, соответственно, энергии, характеризующие локализацию промежуточного скола породы, м/м;

$$\lambda_K = L_{\text{рел}}^K / d, \quad (3.2)$$

где $L_{\text{рел}}^K$ – длина релаксации боковых напряжений при краевом сколе, м;

E' – параметр энергии, Дж/Дж.

$$E' = E/1, \quad (3.3)$$

где E – значение энергии удара в эксперименте краевого скола породы, Дж;

$$E'_{кр} = E_{кр} / 1. \quad (3.4)$$

где $E'_{кр}$ – рациональное относительное значение энергии удара для краевого скола породы, Дж/Дж.

Представим модель V_k в числовом виде. Для этого коэффициенты A_i и параметры $\mu_i, \lambda, \theta, \varphi, E'_{кр}, E_{пр}$ рассчитаем совмещенно методом наименьших квадратов (МНК) и методом приближений параболической вершины (МППВ), разработанным в Институте горного дела УрО РАН. В итоге получена регрессионная модель V_k , выражающая изменение разрушенного объема горной породы в эксперименте краевого скола в зависимости от относительного удаления L_k/d индентора от края свободной поверхности и энергии удара E

$$V_k \left(\frac{L_k}{d}; E \right) = 11,08 \left(\frac{L_k}{d} \right)^{-1,01} + 0,12 E^{1,80} + 3,15 \left(\frac{L_k}{d} \right)^{-0,66} E^{0,57} + \\ + 3,41 \cdot 10^{-5} \left(\frac{L_k}{d} \right)^{-0,79} E^{3,41} + \\ + 98,98 e^{-\frac{[(L_k/d-1,02)\cos 0,005 + (E'-50,2)\sin 0,005]^2}{0,315^2} - \frac{[(L_k/d-1,02)\sin 0,005 - (E'-50,2)\cos 0,005]^2}{20,8^2}}. \quad (3.5)$$

Графический вид данной модели представлен на рис. 3.40. Значение коэффициента ее детерминации $R^2 = 0,928$ попадает в заданный интервал адекватности.

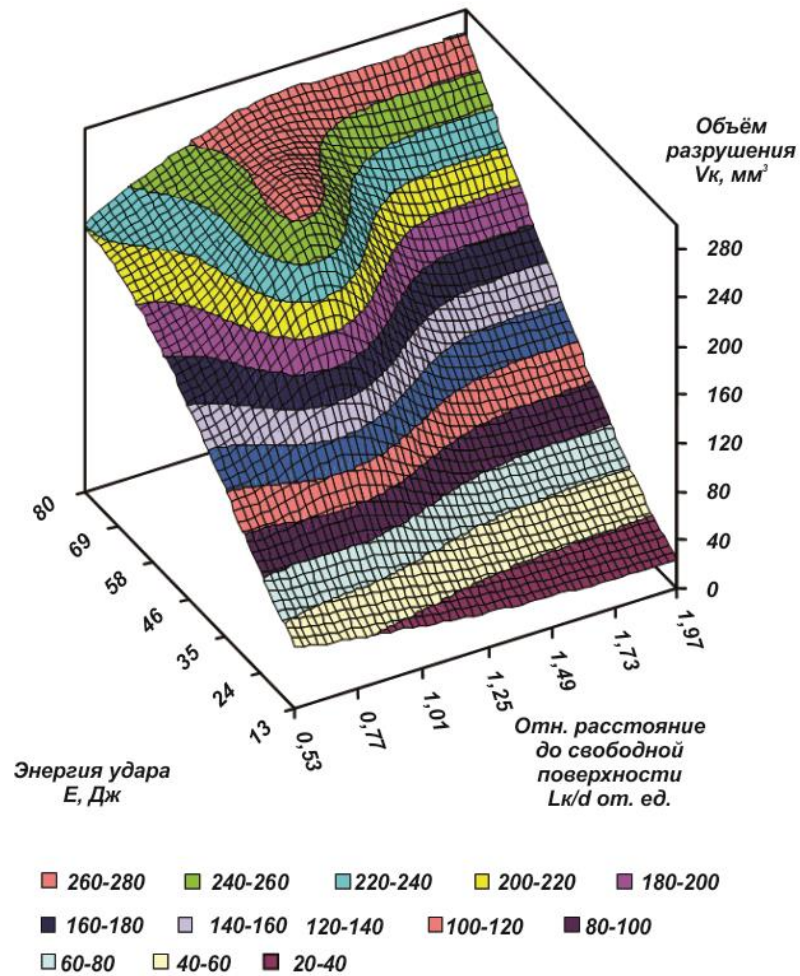


Рисунок 3.40 – Графический вид модельного распределения объема разрушенной горной породы в эксперименте краевого скола

Обратимся к эксперименту промежуточного скола. Особенности распределения разрушенного объема горной породы V_{pi} в узловых точках (рис. 3.41) обусловлены наличием двух факторов.

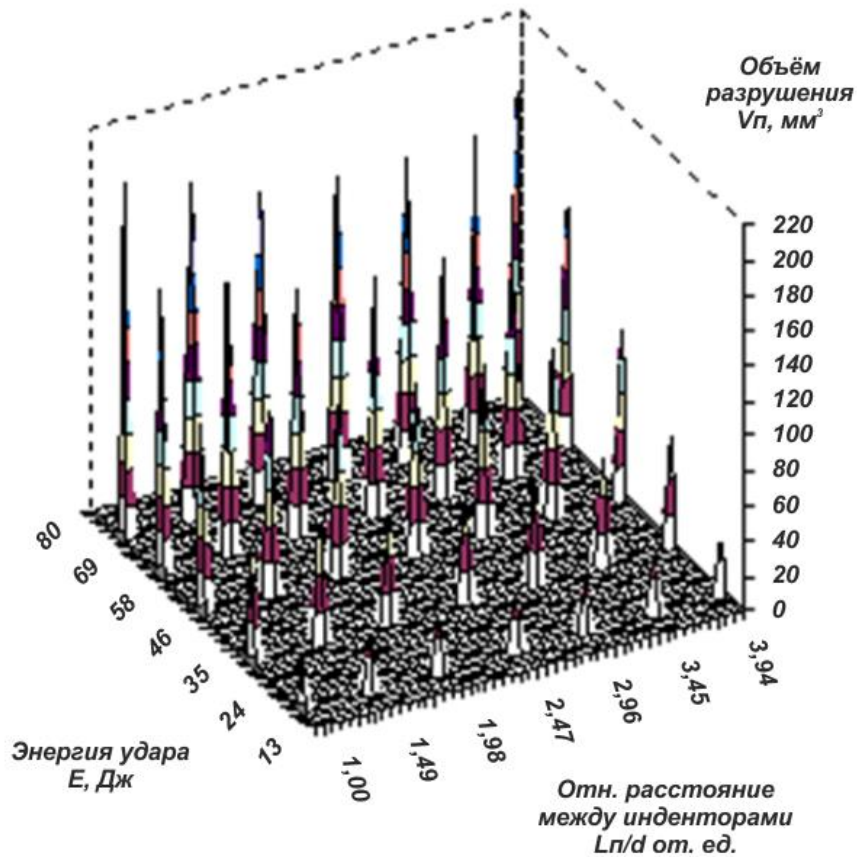


Рисунок 3.41 – Распределение объема разрушения горной породы в эксперименте промежуточного скола

В работах [74,77] показано, что действие одного распространенного фактора состоит в монотонном росте объема при увеличении энергии E . Математически оно выражается соответствующей степенной функцией $A_6 E^{\mu_7}$. Действие второго локализованного фактора объясняется так же, как в предыдущем эксперименте, сложением встречных полей напряжений. В общем виде действие второго фактора выражается двумерной функцией гауссовой формы с той лишь разницей, что параметр релаксации представляется отношением $\lambda_{\text{п}} = L_{\text{рел}}^{\text{п}} / d$, где $L_{\text{рел}}^{\text{п}}$ – длина релаксации боковых напряжений в модели промежуточного скола.

$$A_7 e^{-\frac{[(L_{\text{п}}/d - L_{\text{п}}^{\text{п}}/d)\cos\varphi + (E' - E'_{\text{п}})\sin\varphi]^2}{\lambda_{\text{п}}^2}} - \frac{[(L_{\text{п}}/d - L_{\text{п}}^{\text{п}}/d)\sin\varphi - (E' - E'_{\text{п}})\cos\varphi]^2}{\theta_{\text{п}}^2}}.$$

Обобщенную математическую модель V_{Π} , выражающую изменение разрушенного объема, представим суммой отмеченных функций.

$$V_{\Pi} \left(L_{\Pi}/d; E \right) = A_6 E^{\mu_7} + A_7 e^{-\frac{\left[\left(L_{\Pi}/d - L_{\Pi\Pi}/d \right) \cos \varphi + (E' - E'_{\Pi\Pi}) \sin \varphi \right]^2}{\lambda_{\Pi}^2}} - \frac{\left[\left(L_{\Pi}/d - L_{\Pi\Pi}/d \right) \sin \varphi - (E' - E'_{\Pi\Pi}) \cos \varphi \right]^2}{\theta_{\Pi}^2}, \quad (3.6)$$

где $E'_{\Pi\Pi}$ – рациональное относительное значение энергии удара для промежуточного скола породы, Дж/Дж;

$$E'_{\Pi\Pi} = E_{\Pi\Pi} / 1. \quad (3.7)$$

θ_{Π} – параметр длины, характеризующий локализацию промежуточного скола породы, м/м.

После оптимизации модели (3.6) методами наименьших квадратов и приближения параболической вершины [4, 5] получим регрессионную модель зависимости разрушенного объема горной породы в эксперименте промежуточного скола V_{Π} от относительного расстояния L_{Π}/d между инденторами и энергии удара E в конкретном виде

$$V_{\Pi} \left(L_{\Pi}/d; E \right) = 0,58 E^{1,33} + 30,3 e^{-\frac{\left[\left(L_{\Pi}/d - 1,06 \right) \right]^2}{0,635^2}} - \frac{\left[\left(E' - 73,2 \right) \right]^2}{27,3^2}. \quad (3.8)$$

Графическое изображение данной модели представлено на рис. 3.42. Коэффициент ее детерминации $R^2=0,970$ также соответствует допустимому интервалу адекватности.

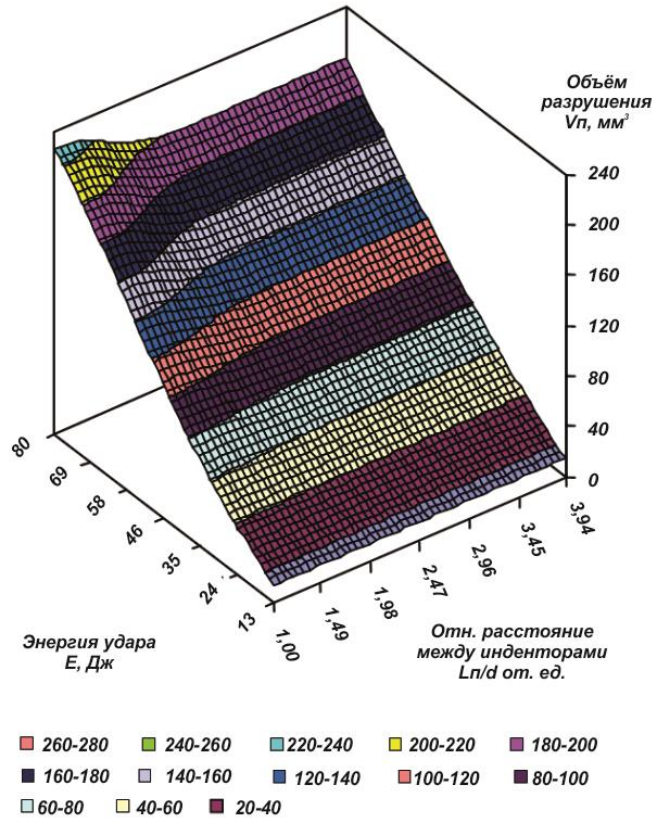


Рисунок 3.42 – Графический вид модельного распределения объема разрушенной горной породы в эксперименте промежуточного скола

Средние квадратичные погрешности регрессий разрушенного объема горной породы в экспериментах краевого и промежуточного скола, соответственно, $\sigma_{рк}=25,5 \text{ мм}^3$ и $\sigma_{рп}=10,9 \text{ мм}^3$ близки по значениям к погрешностям его экспериментальных измерений $\sigma_{эк}$ и $\sigma_{эп}$. Доверительные интервалы моделей с вероятностью 0,68 выражаются соотношениями $V_k(L_k/d, E) \pm 25,5 \text{ мм}^3$ и $V_p(L_p/d, E) \pm 10,9 \text{ мм}^3$.

В обеих моделях в локализованной области аргументов симметричной функцией гауссовой формы выделяется сравнительно меньший объем разрушений, происходящий из-за явления сложения встречных полей напряжения

в горной породе. Наиболее полно сложение встречных полей выражено в регрессионной модели V_k , поскольку в эксперименте краевого скола удары индентора производились в интервалах $0,5 \leq L_k/d \leq 1$ и $1 \leq L_k/d \leq 2$. При этом доля краевого скола в разрушенном объеме относительно высока и составляет 39 %. Укрупненный скол стенки объясняется влиянием свободного края примыкающей к ней лунки.

В регрессионной модели V_{Π} при условиях $L_{\Pi}/d=1,06$ и $E_{\Pi}=73,2$ Дж также проявляется разрушение стенки горной породы с максимальным значением объема $V_p = 30,3$ мм³. Увеличение энергии для появления и развития скола породы между инденторами в эксперименте промежуточного скола ($E_{\Pi} > E_{кр}$) связано с относительно большим уплотнением горных пород, расположенных между инденторами. Из-за этого доля промежуточного скола составляет 15 % в суммарном разрушенном объеме.

Практический интерес для создания бурового инструмента штыревого типа и обоснования режима ударно-поворотного способа бурения представляют модели, описывающие изменение энергоемкости разрушения в зависимости от энергии удара и относительных расстояний. Математические выражения для моделей, описывающих изменение энергоемкости разрушения при ударе сближенных инденторов e_{Π} и вблизи от свободной поверхности скола e_k , получены согласно выражениям

$$e_{\Pi} = \frac{E}{V_{\Pi}(L_{\Pi}/d; E)}, \quad e_k = \frac{E}{V_k(L_k/d; E)}, \quad (3.9)$$

где $V_{\Pi}(L_{\Pi}/d; E)$ – функциональное выражение зависимости объема разрушений ударом сближенных инденторов от относительного расстояния между ними L_{Π}/d и энергии удара E ; $V_k(L_k/d; E)$ – функциональное выражение зависимости объема разрушений ударом одного индентора от относительного расстояния до свободной поверхности скола L_k/d и энергии удара E .

На рис. 3.43 показан графический вид модели энергоёмкости краевого скола e_k от относительного расстояния $L_{кр}/d$ и энергии удара E .

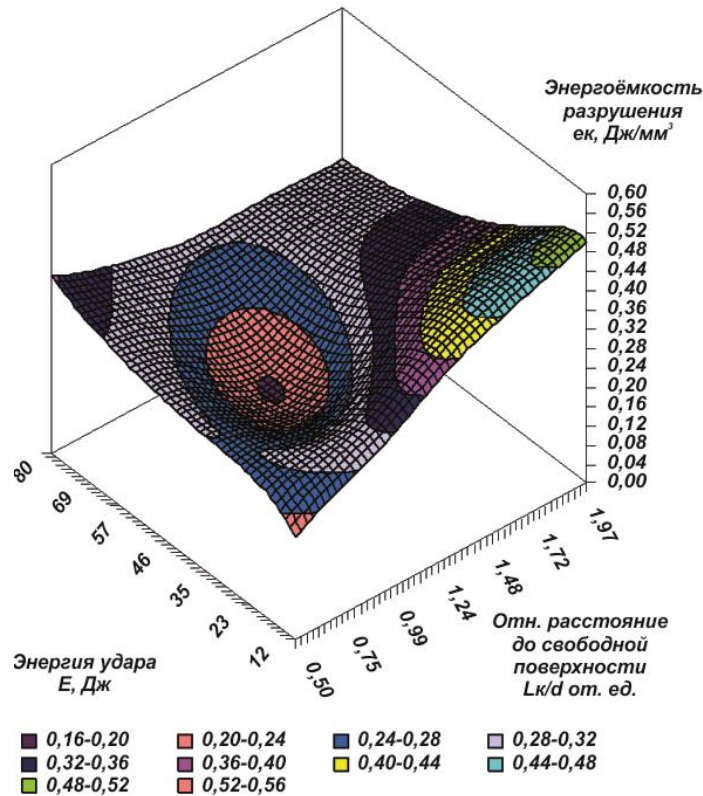


Рисунок 3.43 – Графический вид модели энергоёмкости краевого скола e_k от относительного расстояния $L_{кр}/d$ и энергии удара E

Интерпретация модели энергоёмкости краевого скола e_k (рис. 3.43) показала, что энергоёмкость сильнее зависит от относительного расстояния $L_{кр}/d$, чем от величины энергии удара E . В области малых значений относительного расстояния $L_{кр}/d$ при увеличении энергии удара энергоёмкость возрастает по причине перерасхода энергии удара, в избытке подводимой к малому объёму породы. В области более высоких значений относительного расстояния $L_{кр}/d$ при увеличении энергии величина энергоёмкости снижается. Это объясняется тем, что помимо объёма скола добавляется объём луночных разрушений, а энергия удара тем самым более полно расходуется. При величине относительного рационального расстояния $L_{кр}/d$, равного 1,02, и энергии удара $E_{кр}$, равной 46,1 Дж достигается минимум энергоёмкости краевого скола $e_{кр}=0,198$ Дж/мм³ (рис. 3.44).

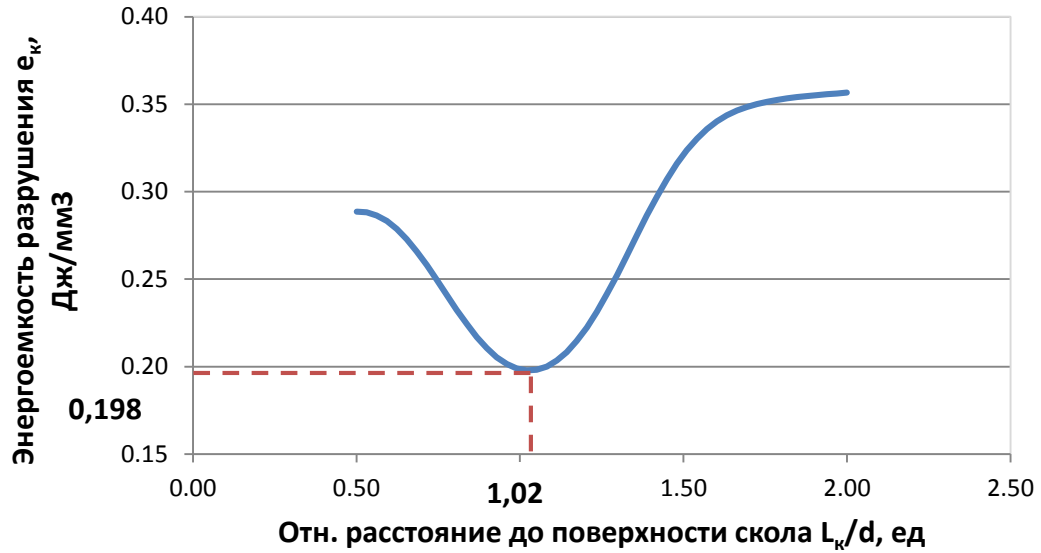


Рисунок 3.44 – Закономерность изменения расстояния от индентора до свободной поверхности L_k/d при энергии удара 46,1 Дж

На рис. 3.45 показан графический вид зависимости энергоёмкости промежуточного скола $e_{п}$ от относительного расстояния $L_{п}/d$ между инденторами и энергии удара E .

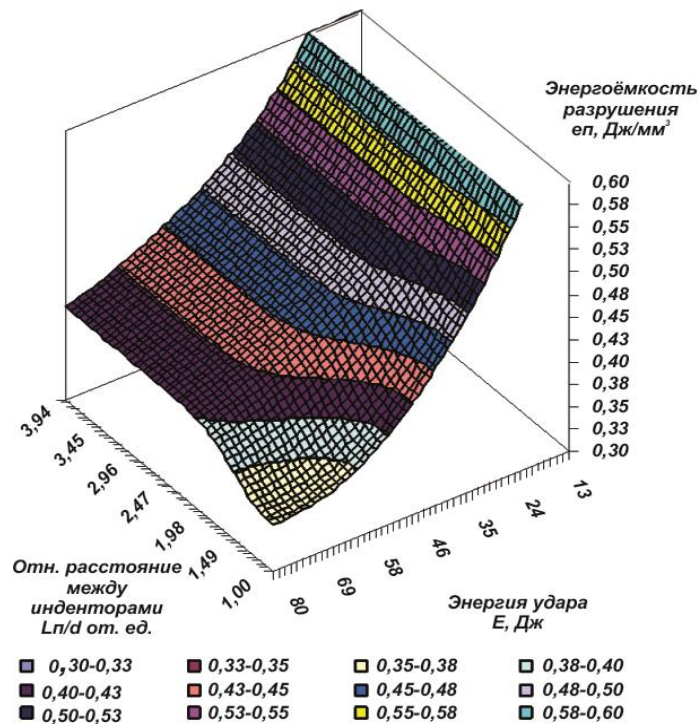


Рисунок 3.45 – Графический вид модели энергоёмкости промежуточного скола $e_{п}$ от относительного расстояния $L_{п}/d$ и энергии удара E

Анализ графика зависимости энергоемкости промежуточного скола e_n показал (рис. 3.45), что при увеличении энергии удара E значение энергоемкости монотонно снижается.

В эксперименте промежуточного скола минимум энергоемкости имеет более высокое значение $e_{np}=0,352$ Дж/мм³. Его положение $L_{np}/d=1,06$ (рис. 3.46), $E_{np}=78,6$ Дж несколько смещено в сторону повышения энергии удара E .

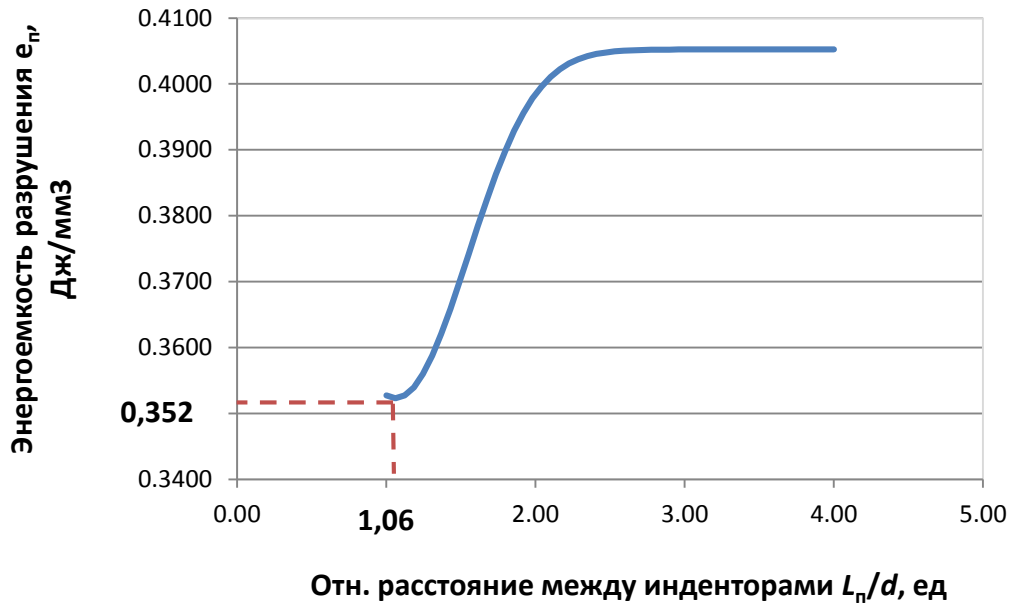


Рисунок 3.46 – Закономерность изменения расстояния между инденторами L_n/d при энергии удара 78,6 Дж

Таким образом, применяя установленные закономерности между параметрами ударного разрушения и энергоемкостью можно определить рациональные значения расстояний для размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента. Их соблюдение при размещении инденторов на рабочей поверхности буровой коронки и обосновании режима бурения обеспечит перераспределение ударной нагрузки по забою шпура или скважины, гарантирующее возникновение механизма выкола с дополнительными промежуточным и краевым сколами породы. Это позволит снизить

энергоёмкость и повысить производительность бурения шпуров и скважин в скальных горных породах ударно-поворотным способом.

Выводы

1 В результате фотоупругого моделирования уточнены закономерности пространственного изменения касательных напряжений в скальных горных породах при ударах двумя инденторами, размещенными на различном расстоянии относительно друг друга и при ударах одним индентором, расположенным вблизи от свободной поверхности скола. Установлено, что независимо от расстояния между инденторами (при ударе двумя инденторами) и расстояния от индентора до свободной поверхности (при ударе одним индентором) область с максимальными касательными напряжениями находится под инденторами, образуя объем всестороннего сжатия. Возникающие напряжения в пространстве между инденторами и в области, прилегающей к свободной поверхности скола, уменьшаются согласно экспоненциальному закону с коэффициентом детерминации 0,99 и соответствующими длинами релаксации 0,85 и 9,17, выраженными с учетом положения асимптот напряжений в относительных долях диаметра индентора.

2 В результате проведенных экспериментов подтверждена эффективность разрушения скальных горных пород на примере гранита ударом двух инденторов, сближенных на рациональное расстояние, в результате которого возникает промежуточный скол, и ударом индентора вблизи от свободной поверхности, находящимся на рациональном расстоянии до нее. Установленные в ходе фотоупругого моделирования прогнозные параметры разрушения скальных горных пород при промежуточном и краевом сколах подтверждены экспериментально. Это дает основание полагать, что выдвинутая автором гипотеза о существенном значении максимальных касательных напряжений в

процессе возникновения и развития дополнительных объемов разрушения при соответствующем положении инденторов подтверждена.

3 Закономерности экспериментального разрушения скальной горной породы (гранита) ударами одного и двух инденторов отображаются с достаточной достоверностью моделями нелинейной регрессии, построенными по функционально-факторным представлениям о влиянии лунок, образованных инденторами, и сколе породы, прилегающей к ним. Об этом свидетельствуют соответствующие коэффициенты детерминации моделей 0,928 и 0,970.

4 Впервые математически описана функциональная связь параметров ударного разрушения с учетом влияния расположения инденторов и энергии удара. Интерпретация измеренных объемов разрушения, проведенная с помощью моделей, дает возможность определить рациональные условия удара, обеспечивающие максимальный объем разрушения и его минимальную энергоемкость. Для скальной горной породы – гранита ($f=18$) – рациональные значения расстояния между инденторами $L_{пр}/d$ и до свободной поверхности $L_{кр}/d$ по моделям составляют, соответственно, 1,06 и 1,02 при соответствующих значениях энергии удара 78,6 и 46,1 Дж.

ГЛАВА 4 РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ИСПОЛЬЗОВАНИЮ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ

4.1 Методика расчета рационального размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента и обоснования параметров режима бурения

Установленные результаты исследования могут быть применены при проектировании схемы рационального размещения породоразрушающих инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента штыревого типа и обоснования основных параметров режима бурения в горной породе, например, граните, пироксените или кварците, что показано в работе [72].

Для принятого диаметра скважины на конкретном горнодобывающем предприятии устанавливается диаметр инструмента D и определяется соответствующий диаметр инденторов d , размещаемых на его рабочей поверхности.

Далее следует произвести расчет условного числа окружностей размещения инденторов $n_{\text{окр}}$ на поверхности бурового инструмента согласно выражению

$$n_{\text{окр}} = \frac{D - d \cos \alpha}{L_{\text{кр}}} + 1, \quad (4.1)$$

где α – угол наклона периферийных инденторов, град.

Далее производится расчет общего максимального числа пар инденторов, размещаемых в i -й окружности из $n_{\text{окр}}$ по выражению

$$Z_{\text{max}_i} = \frac{360}{2\varphi_{\text{пр}_i}}, \quad (4.2)$$

где $\varphi_{\text{пр}i}$ - центральный угол, стороны которого пересекают центры инденторов, расположенных на рациональном расстоянии $L_{\text{пр}}$ друг от друга в i -й окружности, град.

$$\varphi_{\text{пр}i} = 2\arcsin\left(\frac{L_{\text{пр}}}{D_i - d\cos\alpha}\right), \quad (4.3)$$

$$D_i = D - 2iL_{\text{кр}},$$

где D_i – диаметр i -й окружности, м;

$L_{\text{кр}}$ – рациональное расстояние от индентора до свободной поверхности скола, м.

Согласно технологическим возможностям завода – изготовителя бурового инструмента фактическое число пар инденторов z_i для i -й окружности устанавливается согласно следующим условиям:

$$\begin{aligned} 2 \leq z_1 \leq z_{\text{max}1}, \\ 1 \leq z_2 \leq z_{\text{max}2}, \\ \dots \\ 1 \leq z_n \leq z_{\text{max}n}. \end{aligned}$$

Определяется общее фактическое число размещаемых пар $z_{\text{общ}}$ инденторов для всей поверхности бурового инструмента

$$z_{\text{общ}} = \sum_{i=1}^n z_i. \quad (4.4)$$

Определяется энергия удара E_1 , Дж, для реализации промежуточного скола в процессе бурения породы

$$E_1 = z_{\text{общ}} E_{\text{пр}}, \quad (4.5)$$

где $E_{пр}$ – рациональная энергия удара для разрушения породы промежуточным сколом с минимальной энергоемкостью при воздействии пары инденторов, Дж.

Энергия удара для обеспечения краевого скола породы E_2 , Дж, определяется согласно выражению

$$E_2 = z_{общ} E_{кр}, \quad (4.6)$$

где $E_{кр}$ - рациональная энергия удара для разрушения породы краевым сколом с минимальной энергоемкостью при воздействии одного индентора, Дж.

Центральный угол $\varphi_{кр}$, град, стороны которого пересекают центр лунки, расположенной на рациональном расстоянии $L_{кр}$ от точки приложения нагрузки.

$$\varphi_{кр} = 2 \arcsin\left(\frac{L_{кр}}{D - d \cos \alpha}\right). \quad (4.7)$$

Минимальное число ударов на один оборот бурового инструмента N по периферийному участку скважины ($i=1$) определяется согласно выражению

$$N = \frac{360 - \varphi_{пр1} z_1}{\varphi_{кр}}, \quad (4.8)$$

где z_1 – количество пар инденторов периферийной окружности.

Частота ударов по забою n_y , Гц, для заданной частоты вращения n_b , Гц, (по техническому паспорту буровой установки) определяется по выражению

$$n_y = N n_b. \quad (4.9)$$

Анализ результатов, полученных автором в диссертационной работе, показывает, что в случае рационального размещения инденторов на рабочей поверхности инструмента энергия удара буровой машины должна изменяться периодически, принимая в первом цикле нагружения значение E_1 для

обеспечения промежуточных сколов породы дополнительно с выколами лунок ее под инденторами, а затем для разрушения оставшегося объема породы соответствующее количество ударов следует наносить по забою с энергией E_2 для обеспечения механизма краевого скола при условии соблюдения угла поворота бурового инструмента между ударами, гарантирующего рациональное расстояние до свободной поверхности в забое шпура или скважины.

В целях прогнозирования механической скорости бурения и энергоемкости разрушения коронкой с рациональным размещением инденторов и сравнения прогнозных значений с аналогичными показателями для применяемого на практике бурового инструмента, необходимо провести расчет указанных показателей. Известные выражения для определения скорости бурения [25, 36, 65, 68, 78, 86] устанавливают взаимосвязь ее величины с основными режимными параметрами: энергией удара, частотой ударов, а также с прочностью породы, геометрическими характеристиками коронки. В основе сложившегося подхода к расчету лежит представление о механизме разрушения породы в виде суммы одиночных внедрений инструмента в забой скважины. Исходя из предложенного в работе целесообразного механизма разрушения породы буровым инструментом штыревого типа, включающего в себя выкол, промежуточный и краевой сколы, выражения для расчета скорости должны учитывать помимо ранее принятых также показатели, учитывающие влияние расстояния между инденторами в инструменте и расстояния до свободной поверхности на величину скорости бурения. Для определения выражения, учитывающего указанные параметры применим теорию размерностей [39,51].

Представим скорость бурения v , $\text{м}^3/\text{с}$, как функцию от основных параметров бурения

$$v = f(E_{\Sigma}, n_y, e). \quad (4.10)$$

Решая уравнение в системе СИ, выберем за основные единицы: длину L , массу M , время T . Тогда входящие в формулу параметры будут иметь следующие размерности (табл. 4.1).

Таблица 4.1 – Размерности для параметров, входящих в формулу расчета скорости бурения.

Параметр	Размерность
1	2
v	L^3T^{-1} (м ³ /с)
E_{Σ}	L^2MT^{-2} (кг·м ² /с ²)
n_y	T^{-1} (с ⁻¹)
e	$L^{-1}MT^{-2}$ (кг/мс ²)

Примем, что между этими величинами существует следующее соотношение

$$v = f(A^a, n_y^b, e^c). \quad (4.11)$$

Подставим в уравнение вместо символов их размерности

$$L^3T^{-1} = f((L^2MT^{-2})^a; (T^{-1})^b; (L^{-1}MT^{-2})^c). \quad (4.12)$$

Чтобы данное уравнение было однородным относительно размерностей (размерности левой и правой частей уравнения совпадают), должны выполняться следующие соотношения между показателями степени:

-для L : $3=2a-c$

-для M : $0=a+c$

-для T : $-1=-2a-b-2c$.

Решая систему уравнения с тремя неизвестными

$$\begin{cases} 3 = 2a - c \\ 0 = a + c \\ -1 = -2a - b - 2c \end{cases} \leftrightarrow \begin{cases} a = 1 \\ b = 1 \\ c = -1 \end{cases}$$

получим:

$$a = 1, b = 1, c = -1.$$

Подставим эти значения в уравнение (4.12), установим искомое выражение

$$v = \frac{E_{\Sigma} n_y}{e}. \quad (4.13)$$

Переменные в формуле могут быть заменены любыми другими параметрами, имеющими ту же размерность, поэтому для параметра энергоемкости разрушения при бурении найдем выражение, учитывающее, в отличие от существующих методов, удельные доли общего объема породы забоя скважины, разрушаемые выколом, промежуточным сколом, краевым сколом за один оборот.

Общая энергоемкость разрушения e , Дж/м³, определяется по выражению

$$e = \frac{E_{\Sigma}}{V_h}, \quad (4.14)$$

где E_{Σ} – суммарная энергия удара, затраченная для разрушения общего объема породы V_h , Дж, согласно выражению

$$E_{\Sigma} = E_1 + E_2. \quad (4.15)$$

Общий объем породы V_h , м³, рассчитывается согласно выражению

$$V_h = 0,25\pi D^2 h, \quad (4.16)$$

где h – глубина внедрения инденторов, м.

Суммарная жесткость породы B_{Σ} , Н/м, в случае внедрения в нее инденторов бурового инструмента рассчитывается согласно выражению

$$B_{\Sigma} = 2 \cdot 10^9 \pi \sum_{i=1}^n z_i d. \quad (4.17)$$

Глубина погружения в забой бурового инструмента h , м, определяется по формуле Г.М. Крюкова [35]

$$h = \sqrt{\frac{2\eta E_2}{B_{\Sigma}}}, \quad (4.18)$$

где η – КПД энергии удара (0,6 ÷ 0,9).

Доля породы γ_{Π} , разрушенной механизмом промежуточного скола, определяется по формуле

$$\gamma_{\Pi} = \frac{V_1}{V_h}, \quad (4.19)$$

где V_1 – объем разрушенной породы механизмом промежуточного скола, м³, определяется согласно выражению

$$V_1 = z_{\text{общ}} V_{\Pi}, \quad (4.20)$$

где V_{Π} – объем породы, разрушенной парой инденторов, м³.

$$V_{\Pi} \left(\frac{L_{\Pi}}{d}; E \right) = 10^{-9} \left[0,58 E^{1,33} + 30,3 e^{\frac{-[(L_{\Pi}/d - 1,06)]^2}{0,635^2} - \frac{[(E' - 73,2)]^2}{27,3^2}} \right], \quad (4.21)$$

где E – энергия удара, приходящаяся на пару инденторов, Дж;

E' – параметр энергии, Дж/Дж;

$$E' = E/1. \quad (4.22)$$

Доля объема породы γ_k , разрушенной механизмом краевого скола,

$$\gamma_k = \frac{V_2}{V_h}, \quad (4.23)$$

где V_2 – объем породы, разрушенной механизмом краевого скола при бурении, м^3 .

$$V_2 = V_h - V_1. \quad (4.24)$$

С учетом выражений (4.19) и (4.23) выражение (4.14) можно преобразовать в следующий вид:

$$e = \frac{E_\Sigma}{V_h} = \frac{2(e_\pi V_1 + e_k V_2)}{V_h} = 2(e_\pi \gamma_\pi + e_k \gamma_k), \quad (4.25)$$

где e_π – энергоемкость промежуточного скола породы, $\text{Дж}/\text{м}^3$;

$$e_\pi = \frac{E}{V_\pi(L_\pi/d; E)}, \quad (4.26)$$

где $V_\pi(L_\pi/d; E)$, м^3 – объем породы, разрушенной ударом сближенных инденторов, зависящий от относительного расстояния между ними L_π/d и энергии удара E определяется согласно (4.21).

e_k – энергоемкость краевого скола, $\text{Дж}/\text{м}^3$.

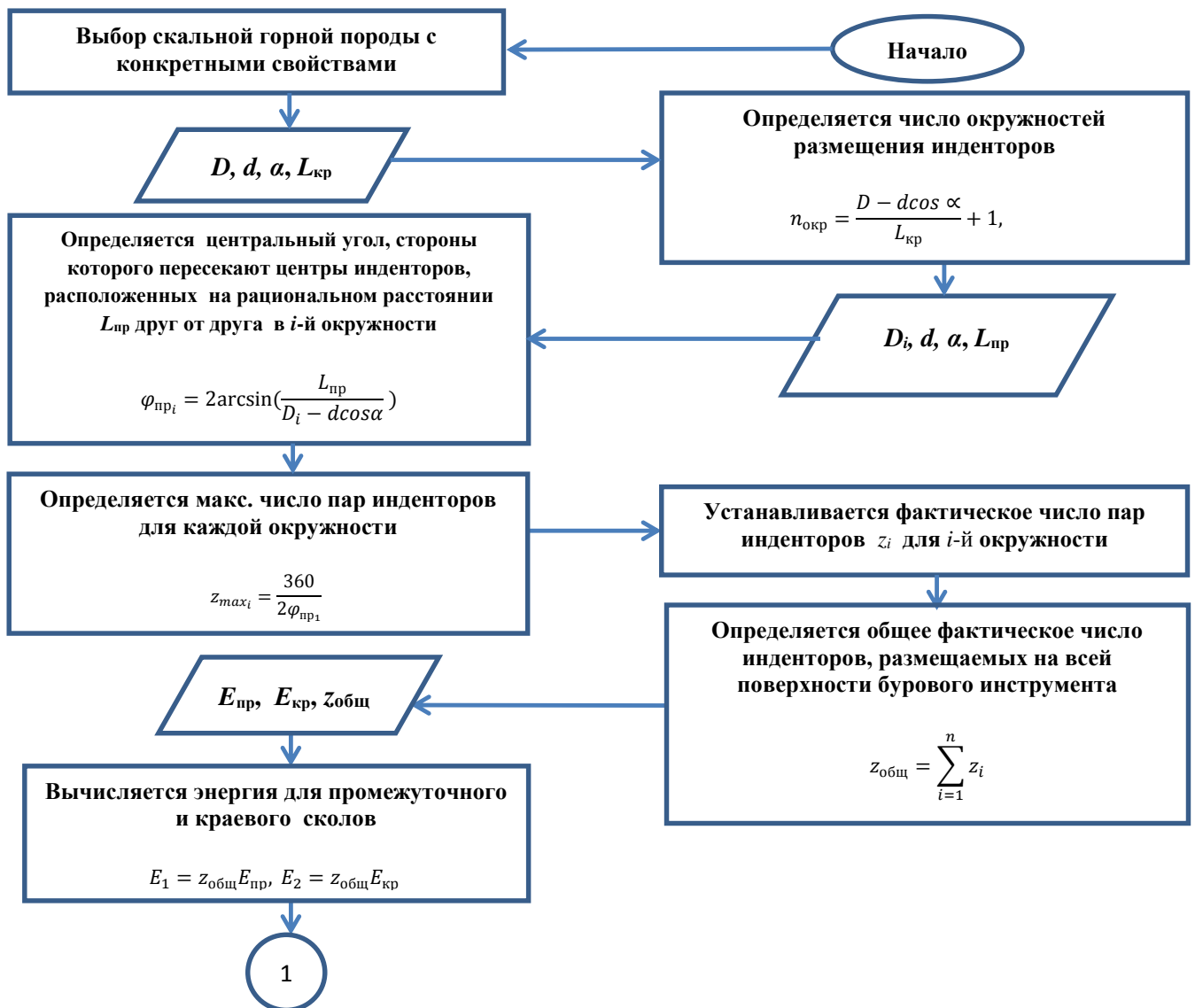
$$e_k = \frac{E}{V_k(L_k/d; E)}, \quad (4.27)$$

где $V_k (L_k/d; E)$, m^3 – объем породы, разрушенной ударом одного индентора, зависящий от относительного расстояния между ним и свободной поверхностью скола L_k/d , энергии удара E определяется согласно (3.5).

Таким образом, окончательный вид выражения для расчета объемной механической скорости бурения штыревым инструментом следующий:

$$v = \frac{(E_1 + (n_y - 1)E_2)\eta}{2(e_{п\gamma_{п}} + e_{к\gamma_{к}})}. \quad (4.28)$$

На рис. 4.1 представлена блок-схема, выражающая описанную методику создания бурового инструмента штыревого типа с рациональным размещением инденторов для проходки шпуров и скважин в скальных горных породах ударно-поворотным способом.



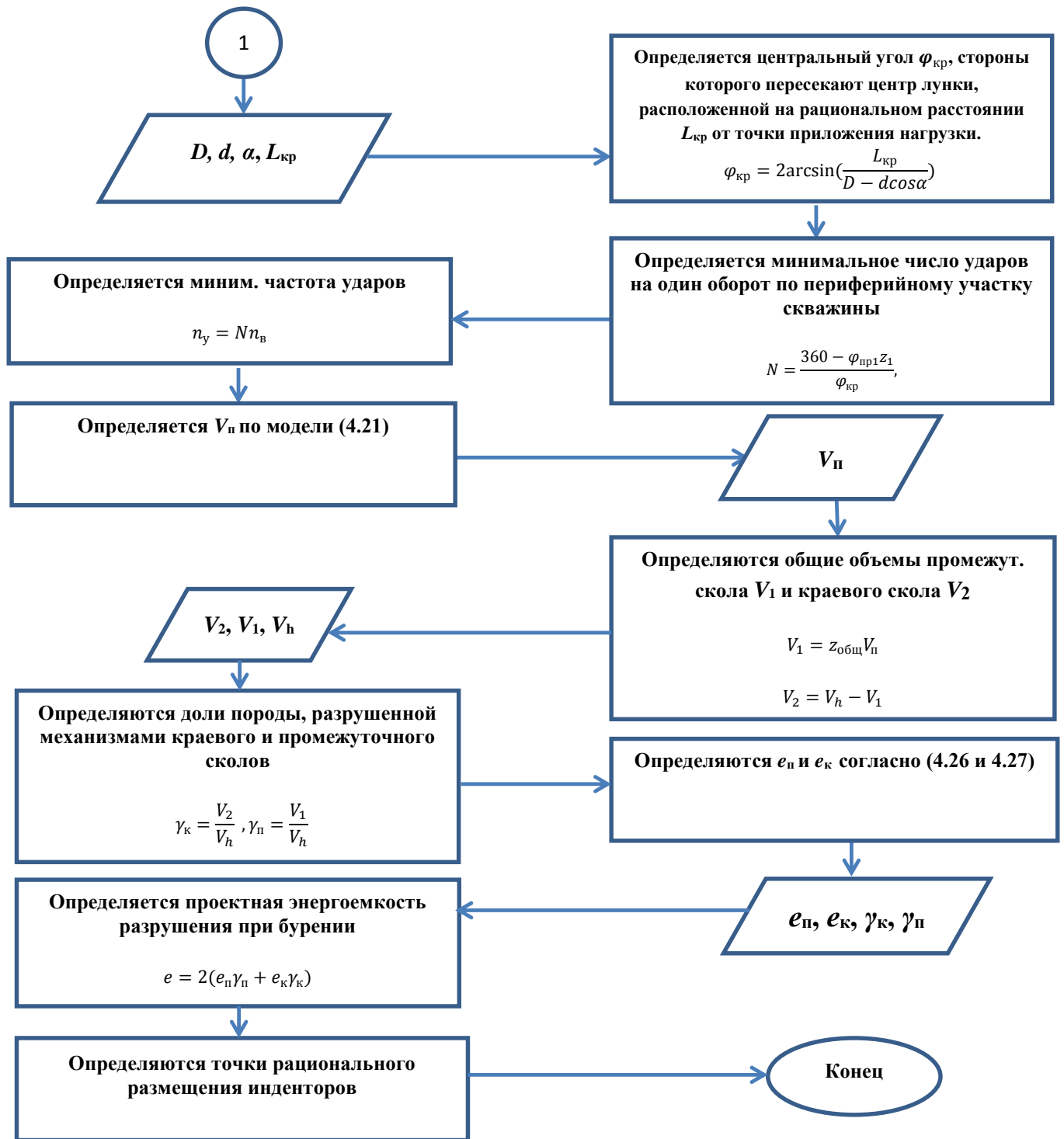


Рисунок 4.1 – Блок-схема расчета точек рационального размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента и определения основных параметров режима бурения

Методика для скальной горной породы с конкретными физико-механическими свойствами предусматривает возможность определения, в отличие от существующих методик, точек рационального размещения

инденторов на рабочей поверхности, позволяющих в процессе бурения создавать усовершенствованный механизм разрушения, включающий выкол с совместным промежуточным и краевым сколами. Для использования предложенной методики необходимо наличие следующих входных данных: диаметра скважины D , диаметра индентора d , угла их наклона α , установленных рациональных значений расстояния между инденторами $L_{пр}$ и до свободной поверхности $L_{кр}$ и соответствующих значений энергии удара $E_{пр}$ и $E_{кр}$.

4.2 Сравнительный расчет эффективности применения бурового инструмента с рациональным расположением инденторов на рабочей поверхности для ударно-поворотного способа

Согласно методике, изложенной в п. 4.1, определим рациональную схему размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента штыревого типа и соответствующие ей минимальные значения энергоемкости разрушения скальной горной породы и скорости бурения.

Исходные данные для расчета: $D=40$ мм; $d=8$ мм; $\eta=1$; $L_{пр}=1,06d$; $L_{кр}=1,02d$; $n_b = 6$ Гц; $\alpha = 40^\circ$.

1) Определяется максимальное число пар инденторов z_{max1} для размещения в периферийном ряду по выражению (4.2)

$$z_{max1} = \frac{360^\circ}{2 \cdot 2 \arcsin \frac{1,06 \cdot 8}{40 - 8 \cdot \cos 40^\circ}} = 6,2.$$

Для периферийной окружности принимается минимальное фактическое значение z_1 , равное 2 из допустимого диапазона $2 \leq z_1 \leq 6,2$, в целях обеспечения разрушения максимального объема породы краевым сколом.

2) Определяется максимальное число пар инденторов для размещения в центральном ряду z_{max2} согласно выражению (4.2)

$$z_{\max_2} = \frac{360^0}{2 \cdot 2 \arcsin \frac{1,06 \cdot 8}{(40 - 8 \cdot \cos 40^0) - 2 \cdot 1,02 \cdot 8}} = 3,1.$$

3) Центральный угол, стороны которого пересекают центры инденторов, расположенных на рациональном расстоянии $L_{\text{пр}}$ друг от друга в i -й окружности, определяется согласно (4.3).

$$\varphi_{\text{пр}} = 2 \arcsin \frac{1,06 \cdot 8}{40 - 8 \cos 40^0} = 29^0.$$

Для центральной окружности принимается минимальное фактическое значение z_2 , равное 1 из допустимого диапазона $1 \leq z_1 \leq 3,1$.

4) Определяется общее фактическое число пар инденторов $z_{\text{общ}}$ по выражению (4.4)

$$z_{\text{общ}} = 2 + 1 = 3.$$

5) Определяется энергия удара E_1 для реализации промежуточного скола породы в процессе бурения согласно (4.5)

$$E_1 = 3 \cdot 78,6 = 235,8 \text{ (Дж)}.$$

6) Определяется энергия удара E_2 для обеспечения краевого скола породы (4.6)

$$E_2 = 3 \cdot 46,1 = 138,3 \text{ (Дж)}.$$

7) Центральный угол, стороны которого пересекают центр лунки, расположенной на рациональном расстоянии $L_{кр}$ от точки приложения нагрузки, определяется согласно (4.7).

$$\varphi_{кр} = 2 \arcsin \frac{1,02 \cdot 8}{40 - 8 \cos 40^\circ} = 27,9^\circ.$$

8) Минимальное число ударов на один оборот бурового инструмента N по периферийному участку скважины (4.8)

$$N = \frac{360^\circ - 29^\circ \cdot 2}{27,9^\circ} = 11.$$

9) Необходимая частота ударов согласно (4.9)

$$n_y = 11 \cdot 6 = 66 \text{ (Гц)}.$$

10) Вычисляется суммарная жесткость породы B_Σ в случае внедрения в нее инденторов бурового инструмента согласно (4.17)

$$B_\Sigma = 1 \cdot 10^9 \cdot \pi \cdot 2(1 \cdot 0,008 + 0,5 \cdot 0,008) = 0,075 \cdot 10^9 \text{ (Н/м)}.$$

11) Определяется глубина погружения инденторов h согласно (4.18)

$$h = \sqrt{\frac{2 \cdot 1 \cdot 3 \cdot 46,1}{0,075 \cdot 10^9}} = 19,2 \cdot 10^{-4} \text{ (м)}.$$

12) Определяется объем породы, разрушаемый при промежуточном сколе V_1 (4.20)

$$V_1 = 221,6 \cdot 3 \cdot 10^{-9} = 664,8 \cdot 10^{-9} (\text{м}^3).$$

13) Определяется объем породы при краевом сколе V_2 (4.24)

$$\begin{aligned} V_2 &= 0,25 \cdot \pi \cdot D^2 \cdot h - V_1 = 1256 \cdot 10^{-6} \cdot 1,92 \cdot 10^{-3} - 664,8 \cdot 10^{-9} = \\ &= 1746,72 \cdot 10^{-9} (\text{м}^3). \end{aligned}$$

14) Определяются доли породы, разрушенной при промежуточном $\gamma_{\text{пр}}$ и краевом сколах $\gamma_{\text{кр}}$

$$\gamma_{\text{пр}} = \frac{664,8 \cdot 10^{-9}}{664,8 \cdot 10^{-9} + 1746,72 \cdot 10^{-9}} = 0,28,$$

$$\gamma_{\text{кр}} = \frac{1746,72 \cdot 10^{-9}}{664,8 \cdot 10^{-9} + 1746,72 \cdot 10^{-9}} = 0,72 .$$

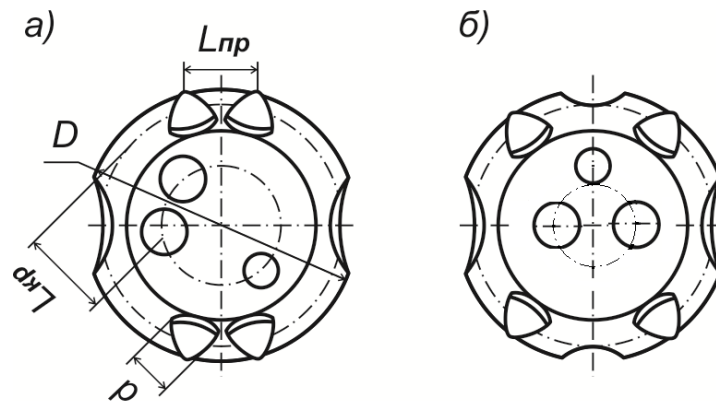
15) Минимальная прогнозная величина энергоемкости разрушения породы e при бурении инструментом с рациональным размещением инденторов составит согласно (4.25)

$$e = 2(352 \cdot 0,28 + 198 \cdot 0,72) = 482,24 (\text{МДж/м}^3).$$

16) Тогда объемная механическая скорость бурения составит (4.28)

$$v = \frac{(1 \cdot 235,8 + 65 \cdot 138,3) \cdot 1}{482,24 \cdot 10^6} = 19,1 \cdot 10^{-6} (\text{м}^3/\text{с}).$$

В результате, используя расчетные данные, производится определение конструкции рационального размещения инденторов на поверхности бурового инструмента штыревого типа (рис.4.2, а).



а – рациональная; б – распространенная
 $D=40$ мм; $d=8$ мм

Рисунок 4.2 –Схема размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента штыревого типа

На рис. 4.2, а представлен буровой инструмент с рациональной схемой размещения инденторов на рабочей поверхности, способный в отличие от бурового инструмента с распространенной (нерациональной) схемой размещения (рис.4.2, б), производить выколы лунок с дополнительными промежуточными сколами породами между инденторами, а также краевыми сколами в горизонтальной плоскости вращения инструмента и вертикальной плоскости ударов по забою шпура (скважины).

Выполним сравнительный расчет энергоемкости разрушения мелкозернистого гранита при бурении коронками с различной схемой размещения инденторов (рис. 4.2). Для этого согласно таблице 4.2 выбираем в классе пневматических перфораторов с низким давлением рабочей среды (до 0,5 МПа) тождественный по энергии и частоте ударов – перфоратор ПТ-48А, а в классе перфораторов с высоким давлением рабочей среды (12 – 15 МПа) – перфоратор HLX5.

Таблица 4.2 – Некоторые сравнительные характеристики современных перфораторов

Модель перфоратора	Диаметр бурового инструмента D , мм	Энергия удара E_1^* , Дж	Частота ударов n_y , Гц
1	2	3	4
ПП-36В2 (низкое давление)	32-40	40	40
ПП-54В2 (низкое давление)	40-46	54	38,3
ПП-63В2 (низкое давление)	40-46	63,7	30
ПП-80НВ (низкое давление)	40-46	76	33
ПТ-48А (низкое давление)	36-85	86,3	43,3
ПП-76В (низкое давление)	40-65	76	32
ССПБ1К (низкое давление)	36-46	63	40
HL510 LH (высокое давление)	51-64	228,6	47
HLX5 (высокое давление)	43-64	320	67
СОР1240 (высокое давление)	40-102	180	52
СОР1532 (высокое давление)	33-51	250	65
СОР1638 (высокое давление)	33-76	267	60
СОР1638HD (высокое давление)	38-64	267	60

1 Случай применения перфоратора ПТ-48А (низкое давление рабочей среды).

1.1 Буровой инструмент с рациональным размещением инденторов на рабочей поверхности (рис.4.2, а).

Исходные данные для расчета $E_1^*=86,3$ Дж; $n_y=43,3$ Гц; $D=40$ мм; $d=8$ мм; $z_{общ}=3$; $n_b=2,5$ Гц; $t_0=0,03$ с; $\eta=0,7$; $L_{пр}=8,48$ мм; $L_{кр}=8,16$ мм.

Определяется возможность промежуточного скола в процессе бурения.

Энергия удара, необходимая для промежуточного скола E_1 должна составлять согласно (4.5)

$$E_1 = 3 \cdot 78,6 = 235,8 \text{ (Дж)}.$$

Поскольку фактическая энергия удара E_1^* пневматического перфоратора ПТ-48А, приходящаяся на всю группу размещенных на рабочей поверхности

инденторов, по техническому паспорту равна 86,3 Дж и меньше необходимой E_1 (235,8 Дж) в 2,73 раза, то при бурении промежуточный скол породы будет отсутствовать, даже учитывая, что расстояние между инденторами L_{Π} является рациональным.

Установим возможность краевого скола породы в процессе бурения.

Для этого рассчитаем необходимую энергию удара для краевого скола E_2 согласно (4.6)

$$E_2 = 3 \cdot 46,1 = 138,3 \text{ (Дж)}.$$

Фактическая энергия удара E_2^* после каждого поворота инструмента равна

$$E_2^* = E_1^* = 86,3 \text{ (Дж)}.$$

Фактический угол между ударами φ_{κ}^* , град, определим по выражению

$$\varphi_{\kappa}^* = (2\pi n_{\text{в}} t_0) \cdot \frac{180^{\circ}}{\pi}, \quad (4.29)$$

где t_0 – время отскока инструмента от забоя шпура (скважины), с.

$$\varphi_{\kappa}^* = (2 \cdot 3,14 \cdot 2,5 \cdot 0,03) \cdot \frac{180^{\circ}}{3,14} = 27^{\circ}.$$

Определим фактическое расстояние от инденторов до свободной поверхности скола L_{κ}^* , обеспечиваемое перфоратором ПТ-48А, согласно выражению

$$L_{\kappa}^* = (D - d \cos \alpha) \sin \frac{\varphi_{\kappa}^*}{2}. \quad (4.30)$$

$$L_k^* = (40 - 8\cos 40^\circ) \sin \frac{27^\circ}{2} = 7,9 \text{ (мм)}.$$

Фактическое расстояние L_k^* (7,9 мм) от инденторов до свободной поверхности скола меньше рационального значения $L_{кр}$ (8,16 мм) в 1,03 раза, энергия удара E_2^* (86,3 Дж) в 1,6 раза меньше ее рационального значения E_2 (138,3 Дж), поэтому краевого скалывания породы в процессе бурения не будет. Следует ожидать только разрушения породы механизмом выкола лунок со значительным ее переизмельчением.

Рассчитаем энергоемкость разрушения породы забоя шпура согласно (4.25)

$$e = 2(1 \cdot 450) = 900 \text{ (МДж/м}^3\text{)}.$$

Таким образом, объемная механическая скорость бурения составит согласно (4.28)

$$v = \frac{(86,3 \cdot 43,3) \cdot 0,7}{900 \cdot 10^6} = 2,91 \cdot 10^{-6} \text{ (м}^3\text{/с)}.$$

1.2 Буровой инструмент с распространенным размещением инденторов на рабочей поверхности (рис.4.2, б).

В отличие от бурового инструмента с рациональным размещением инденторов (рис. 4.2, а) у рассматриваемого инструмента инденторы на рабочей поверхности установлены друг от друга на значительно большую величину, чем $L_{рп}$. Остальные параметры – энергия удара E_1^* , частота ударов n_y , угол поворота между ударами φ_k^* , расстояние до свободной поверхности L_k^* – аналогичны по значению как и в случае с инструментом (рис.4.2, а), поскольку неизменно используется перфоратор ПТ-48А. Следовательно, механизм разрушения скальной горной породы инструментом с распространенным размещением инденторов (рис.4.2, б) при ударно-поворотном способе бурения будет также представлен выколом лунок без возникновения дополнительного объема

разрушения породы промежуточным и краевым сколами. Энергоемкость разрушения породы будет равна таковой при бурении инструментом с рациональным размещением инденторов на рабочей поверхности согласно (4.25), а именно

$$e = 2(1 \cdot 450) = 900 \text{ (МДж/м}^3\text{)}.$$

Объемная механическая скорость также не изменит своего значения и будет равна

$$v = \frac{(86,3 \cdot 43,3) \cdot 0,7}{900 \cdot 10^6} = 2,91 \cdot 10^{-6} \text{ (м}^3\text{/с)}.$$

Таким образом, согласно расчетам схема размещения инденторов на рабочей поверхности бурового инструмента (рис.4.2, а, б) не влияет на величину энергоемкости разрушения и скорости бурения скальной горной породы в случае применения перфоратора с малой энергией удара и низким давлением рабочей среды (например ПТ-48А).

2 Случай применения гидроперфоратора HLX5 (высокое давление рабочей среды).

2.1 Буровой инструмент с рациональным размещением инденторов на рабочей поверхности (рис. 4.2, а).

Исходные данные для расчета: $E_1^* = 320$ Дж; $n_y = 67$ Гц; $D = 40$ мм; $d = 8$ мм; $n_b = 4,2$ Гц; $z_{\text{общ}} = 3$; $\eta = 0,7$; $L_{\text{пр}} = 8,48$ мм; $L_{\text{кр}} = 8,16$ мм; $t_0 = 0,02$ с.

Энергия удара, необходимая для реализации промежуточного скола E_1 должна составлять согласно (4.5)

$$E_1 = 3 \cdot 78,6 = 235,8 \text{ (Дж)}$$

Фактическая энергия удара E_1^* , создаваемая гидравлическим перфоратором HLX5 на всю группу инденторов, размещенных на рабочей поверхности, по техническому паспорту равна 320 Дж и больше величины E_1 (235,8 Дж), необходимой для обеспечения разрушения породы выколом лунок с дополнительным промежуточным сколом в 1,36 раза. Учитывая, что расстояние между инденторами $L_{\text{п}}$ является рациональным (8,48 мм), то в процессе бурения совместно с выколом лунок будет наблюдаться промежуточный скол породы в пространстве между внедряемыми в нее инденторами, но с несколько излишними затратами энергии удара.

Установим возможность краевого скола породы при использовании в процессе бурения гидроперфоратора HLX5.

Для этого рассчитаем энергию удара, необходимую для реализации краевого скола E_2 породы с минимальной энергоемкостью согласно (4.6)

$$E_2 = 3 \cdot 46,1 = 138,3 \text{ (Дж)}.$$

Фактическая энергия удара E_2^* после очередного поворота инструмента равна

$$E_2^* = E_1^* = 235,8 \text{ (Дж)}.$$

Фактический угол между ударами φ_k^* определим по выражению (4.29)

$$\varphi_k^* = (2 \cdot 3,14 \cdot 4,2 \cdot 0,02) \cdot \frac{180^0}{3,14} = 0,168 \cdot 180^0 = 30,24^0.$$

Определим фактическое расстояние от инденторов до свободной поверхности скола L_k^* по выражению (4.30)

$$L_k^* = (40 - 8\cos 40^0) \sin \frac{30,24^0}{2} = 8,83 \text{ (мм)}.$$

Фактическое расстояние от инденторов до свободной поверхности L_k^* (8,83 мм), обеспечиваемое в процессе бурения гидроперфоратором HLX5, меньше рационального значения $L_{кр}$ (8,16 мм) в 1,08 раза, фактическая энергия удара после очередного поворота инструмента E_2^* (235,8 Дж) в 1,7 раза больше рационального значения E_2 (138,3 Дж), поэтому в процессе бурения дополнительно к возникающим за счет выкола луночным разрушениям добавится краевой скол породы, но процесс будет протекать при переизбытке энергии удара. Переизбыток энергии удара пойдет на переизмельчение разрушенной породы под инденторами, что вызовет снижение эффективности передачи энергии к забою шпура (скважины) в 1,5 – 2 раза согласно [35].

Рассчитаем энергоемкость разрушения породы забоя шпура согласно (4.25).

Для этого определим суммарную жесткость породы в случае внедрения в нее бурового инструмента по выражению (4.17)

$$B_{\Sigma} = 2 \cdot 10^9 \cdot 3,14 \cdot (1 \cdot 0,008 + 0,5 \cdot 0,008) = 0,075 \cdot 10^9 \text{ (Н/м)}.$$

Определим глубину погружения бурового инструмента в поверхность забоя скважины h (4.18)

$$h = \sqrt{\frac{2 \cdot 0,4 \cdot 3 \cdot 78,6}{0,075 \cdot 10^9}} = 15,9 \cdot 10^{-4} \text{ (м)}.$$

Определим объем породы, разрушаемый при выколе с дополнительным промежуточным сколом V_1 , по выражению (4.20)

$$V_1 = 221,6 \cdot 3 \cdot 10^{-9} = 664,8 \cdot 10^{-9} \text{ (м}^3\text{)}.$$

Определим суммарный объем породы, разрушаемый при краевом сколе V_k (4.24)

$$V_2 = 1256 \cdot 10^{-6} \cdot 1,59 \cdot 10^{-3} - 664,8 \cdot 10^{-9} = 1332,2 \cdot 10^{-9} (\text{м}^3).$$

Определим доли породы, разрушенной при выколе лунок с дополнительными промежуточным $\gamma_{\text{п}}$ и краевым сколами $\gamma_{\text{к}}$

$$\gamma_{\text{п}} = \frac{664,8 \cdot 10^{-9}}{664,8 \cdot 10^{-9} + 1332,2 \cdot 10^{-9}} = 0,33,$$

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{1332,2 \cdot 10^{-9}}{664,8 \cdot 10^{-9} + 1332,2 \cdot 10^{-9}} = 0,67.$$

Тогда общая энергоемкость разрушения e составит

$$e = 2(0,33 \cdot 352 + 0,67 \cdot 198) = 497,6 \text{ (МДж/м}^3\text{)}.$$

Объемная механическая скорость бурения v согласно (4.28)

$$v = \frac{(320 \cdot 67) \cdot 0,4}{497,6 \cdot 10^6} = 17,2 \cdot 10^{-6} \text{ (м}^3\text{/с)}.$$

2.2 Рассчитаем энергоемкость разрушения породы забоя шпура буровым инструментом с распространенным (нерациональным) размещением инденторов на рабочей поверхности (рис.4.2, б), применяемым совместно с перфоратором HLX5, работающим на высоком давлении рабочей среды.

Энергия удара, необходимая для обеспечения промежуточного скола E_1 должна составлять согласно (4.5)

$$E_1 = 3 \cdot 78,6 = 235,8 \text{ (Дж)}.$$

Фактическая энергия удара E_1^* гидравлического перфоратора HLX5 по техническому паспорту равна 320 Дж и больше необходимой величины E_1 (235,8

Дж) в 1,36 раза. Учитывая, что расстояние между инденторами $L_{\text{п}}$ значительно превышает рациональное значение ($1,06d$), промежуточного скола совместно с выколом лунок породы в процессе бурения происходить не будет. Энергия удара пойдет на образование лунок выкола с энергоемкостью разрушения $e_{\text{п}}=350$ МДж/м³.

Определим суммарный объем породы, разрушаемый при выколе V_1 , по выражению (4.20)

$$V_1 = 6 \cdot 159 \cdot 10^{-9} = 954 \cdot 10^{-9} \text{ (м}^3\text{)}.$$

Установим возможность краевого скола породы в процессе бурения.

Поскольку буровой инструмент с распространенной схемой размещения инденторов на рабочей поверхности применяется совместно с гидроперфоратором HLX5, то угол поворота между ударами и соответствующее ему фактическое расстояние от инденторов до свободной поверхности скола $L_{\text{к}}^*$ составит величину 8,83 мм, которая меньше рационального значения $L_{\text{кр}}$ 8,16 мм в 1,08 раза. Учитывая, что фактическая энергия удара E_2^* (235,8 Дж) в 1,7 раза больше ее рационального значения E_2 (138,3 Дж), краевой скол породы будет в процессе бурения, но с переизбытком энергии удара. Переизбыток энергии удара пойдет на переизмельчение разрушенной породы под инденторами, что вызовет снижение эффективности передачи энергии удара к забою шпура (скважины).

Определим глубину погружения бурового инструмента в поверхность забоя скважины h (4.18)

$$h = \sqrt{\frac{2 \cdot 0,4 \cdot 3 \cdot 78,6}{0,075 \cdot 10^9}} = 15,9 \cdot 10^{-4} \text{ (м)}.$$

Определим объем породы, разрушаемый при краевом сколе V_2 (4.24).

$$V_2 = 1256 \cdot 10^{-6} \cdot 1,59 \cdot 10^{-3} - 954 \cdot 10^{-9} = 2072,4 \cdot 10^{-9} - 954 \cdot 10^{-9} =$$

$$= 1043,04 \cdot 10^{-9} (\text{м}^3).$$

Доли породы, разрушаемой при промежуточном $\gamma_{\text{п}}$ и краевом $\gamma_{\text{к}}$ сколах,

$$\gamma_{\text{п}} = \frac{954 \cdot 10^{-9}}{954 \cdot 10^{-9} + 1043,04 \cdot 10^{-9}} = 0,48,$$

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{1043,04 \cdot 10^{-9}}{954 \cdot 10^{-9} + 1043,04 \cdot 10^{-9}} = 0,52.$$

Рассчитаем энергоёмкость разрушения породы забоя шпура согласно (4.25)

$$e = 2(355 \cdot 0,48 + 198 \cdot 0,52) = 546,72 \text{ (МДж/м}^3\text{)}.$$

Объёмная механическая скорость бурения составит

$$v = \frac{(320 \cdot 67) \cdot 0,4}{546,72 \cdot 10^6} = 15,7 \cdot 10^{-6} \text{ (м}^3\text{/с)}.$$

Результаты расчета приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Результаты расчета энергоёмкости разрушения породы при бурении инструментом с различным расположением инденторов

Параметр	ПТ-48А		HLX5		Теоретическое минимальное значение
	Схема размещения инденторов				
	Рациональное	Распространенное	Рациональное	Распространенное	
1	2	3	4	5	6
Энергоёмкость разрушения породы при бурении e , МДж/м ³	900	900	497,6	546,72	482,24

Расчеты согласно методике, представленной в диссертационной работе, показали, что минимальная энергоемкость разрушения породы ($482,24 \text{ МДж/м}^3$) в процессе бурения шпуров в скальной горной породе (граните) достигается при использовании бурового инструмента с рациональным расположением инденторов на рабочей поверхности, подвергаемого воздействию переменной энергии удара.

Использование буровых коронок с рациональным размещением инденторов на рабочей поверхности совместно с перфоратором (например, ПТ-48А), обладающим низким давлением рабочей среды (до $0,5 \text{ МПа}$) не обеспечивает снижения энергоемкости разрушения, а ее величина остается равной величине энергоемкости для случая применения буровой коронки с распространенной (нерациональной) схемой размещения инденторов (900 МДж/м^3) совместно с аналогичным перфоратором.

Применение буровой коронки с рациональным размещением инденторов совместно с перфоратором, передающим на забой переменную энергию удара при проходке шпуров (скважин) на участках массива, сложенных скальными горными породами (гранитами), обеспечивает снижение энергоемкости бурения в среднем почти на 12% (до $482,24 \text{ МДж/м}^3$) по отношению к величине энергоемкости ($546,72 \text{ МДж/м}^3$), наблюдаемой при использовании современного перфоратора (например, НLХ5), работающего на высоком давлении рабочей среды ($12\text{-}15 \text{ МПа}$) совместно с инструментом с распространенной (нерациональной) схемой расположения инденторов.

Результаты исследований указывают на целесообразность проведения ряда научно-исследовательских и конструкторских работ, заключающихся в разработке перфораторов (ударников) с переменной энергией удара при проходке шпуров (скважин) в скальных горных породах, позволяющих создавать механизм выкола с дополнительными промежуточным и краевым сколами.

Выводы

1 Предложена методика расчета точек рационального размещения инденторов и обоснования параметров режима бурения (энергии удара, частоты ударов), основанная на применении экспериментально выявленных в работе закономерностей разрушения скальных горных пород ударом.

2 Проведен по критерию минимальной энергоемкости разрушения сравнительный анализ эффективности применения буровой коронки штыревого типа с рациональной схемой размещения инденторов на рабочей поверхности и коронки с распространенным размещением инденторов. Анализ показал, что в граните при существующих параметрах пневматических перфораторов с низким давлением рабочей среды (до 0,5 МПа) схема размещения инденторов на рабочей поверхности инструмента не оказывает влияния на величину энергоемкости разрушения породы при бурении. Влияние схемы размещения инденторов на рабочей поверхности проявляется при использовании гидравлических и пневматических перфораторов с высоким давлением рабочей среды (12 – 15 МПа), но не в полной мере. Наибольшая эффективность применения бурового инструмента с рациональной схемой размещения инденторов будет достигаться в процессе бурения перфоратором с переменной энергией удара.

3 Методические положения приняты к использованию на АО "Кировградский завод твердых сплавов" для проектирования и производства бурового инструмента штыревого типа (Приложение Б).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1 Предложен и обоснован эффективный механизм разрушения породы ударно-поворотным способом бурения шпуров и скважин в скальных горных породах буровой коронкой штыревого типа, включающий в себя механизм выкола совместно с промежуточным и краевым сколами породы.

2 Для реализации промежуточного скола с минимальной энергоемкостью доказана необходимость варьировать расстояние между инденторами, размещаемыми на рабочей поверхности буровой коронки, достигая его рационального значения ($L_{пр}$). В процессе бурения для обеспечения механизма краевого скола необходимо с помощью изменения угла поворота между ударами и (или) взаимного расположения инденторов на рабочей поверхности коронки обеспечить рациональное расстояние ($L_{кр}$) от места следующего удара до свободной поверхности скола в забое шпура (скважины).

3 В результате фотоупругого моделирования распределения напряжений в скальных горных породах от воздействия стоящих рядом инденторов на значительном удалении от свободной поверхности скола и вблизи от нее экспериментально выявлены закономерности изменения относительных максимальных касательных напряжений в точках пространства между инденторами (для случая удара двух инденторов) и в точках области, прилегающей к свободной поверхности скола (при ударе одиночного индентора вблизи свободной поверхности). Относительные касательные напряжения в точках области между инденторами и области, прилегающей к поверхности скола по мере удаления от инденторов уменьшаются согласно экспоненциальным зависимостям с коэффициентом детерминации 0,99 и соответствующими длинами релаксации 0,85 и 9,17, выраженными с учетом положения асимптот напряжений в относительных долях диаметра индентора.

4 Впервые установлены нелинейные функционально-факторные регрессионные модели изменения объема и энергоемкости разрушения скальной горной породы в зависимости от энергии удара, расстояния между инденторами

(при ударе сближенных инденторов), расстояния до поверхности скола (при ударе индентора вблизи от свободной поверхности скола). Анализ установленных моделей позволил определить для гранитов рациональные по критерию минимальной энергоемкости расстояния между инденторами ($L_{пр}$) и до свободной поверхности скола в забое скважины ($L_{кр}$): $L_{пр}=1,06d$, $L_{кр}=1,02d$, а также соответствующие этим расстояниям значения энергии удара 78,6 и 46,1 Дж.

5 На основании проведенных исследований разработана методика расчета точек рационального размещения штырей (инденторов) на рабочей поверхности буровой коронки штыревого типа и основных параметров режима бурения – энергии единичного удара, частоты ударов, позволяющих создавать усовершенствованный механизм разрушения скальной горной породы, включающий выкол с промежуточным и краевым сколами.

6 Расчеты показали, что в перспективе применение буровой коронки с рациональным размещением инденторов на рабочей поверхности совместно с перфоратором, передающим на забой переменную энергию удара при бурении шпуров (скважин) на участках массива, сложенных гранитами, позволит снизить энергоемкость бурения в среднем почти на 12% в сравнении с величиной энергоемкости, наблюдаемой при использовании современного гидроперфоратора с инструментом, имеющим распространенное (нерациональное) расположение инденторов.

7 Результаты работы указывают на целесообразность проведения в дальнейшем ряда научно-исследовательских и конструкторских работ, которые заключаются в разработке бурового инструмента и перфораторов (ударников) для ударно-поворотного способа проходки шпуров (скважин) в скальных горных породах, позволяющих создавать механизм выкола с дополнительными промежуточным и краевым сколами.

8 Результаты работы приняты к использованию на АО "Кировградский завод твердых сплавов" в качестве методических положений при проектировании бурового инструмента.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Айрапетян Л. Г. Современные тенденции совершенствования подземной добычи руд за рубежом: ОИ / Л. Г. Айрапетян, Я. И. Юхимов. – М., 1989. – 60 с. – (Серия «Горное дело» / ЦНИИцветмет экономики и информ.; Вып. 4).
- 2 Алимов О. Д. Исследование процессов разрушения горных пород при бурении шпуров / О. Д. Алимов. – Томск: Изд-во Томского университета, - 1966 – 89 с.
- 3 Алимов О. Д. О механизме разрушения горных пород при ударно-вращательном бурении бурильными молотками / О. Д. Алимов // Известия Томского политехнического института имени С. М. Кирова. [Электронный ресурс]. - Т. 75. – Томск, 1954. - С. 351-371. – Режим доступа: http://www.lib.tpu.ru/fulltext/v/Bulletin_TPU/1954/v75/32.pdf
- 4 Антонов В. А. Достоверность регрессионных моделей в горно-технологических исследованиях / В. А. Антонов // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]. рецензированное сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. - 2014. – Вып. 3. – С. 216 – 222. – Режим доступа: <http://trud.igduran.ru/edition/3>
- 5 Антонов В. А. Построение функционально-факторной нелинейной регрессии в горно-технологических исследованиях / В. А. Антонов // Альманах современной науки и образования. - 2013. - №5 (72). – С.16 - 24.
- 6 Арцимович Г. В. Механофизические основы создания породоразрушающего бурового инструмента / Г. В. Арцимович. – Новосибирск: Наука, 1985 – 268 с.
- 7 Бабенков И. С. Исследование взаимодействия бурового инструмента и породы методом фотоупругости / И. С. Бабенков, К. И. Иванов, Г. Л. Хесин.– М.: Изд-во Недра, 1970. – 128 с.
- 8 Байдюк Б. В. Экспресс-методика определения передаточных отношений шарошек долот / Байдюк Б. В., Бугаев В. Н. //Техника и технология бурения. - М., 1971. - С. 44-48. – (Труды / ВНИИБТ. - Вып. 28).
- 9 Барон Л. И. Контактная прочность горных пород / Л. И. Барон, Л. Б. Глатман - М.: Изд-во Недра, 1966. – 168 с.

- 10 Барон Л. И. Разрушение горных пород проходческими комбайнами / Л. И. Барон, Л. Б. Глатман, Ю. Н. Козлов // Разрушение агрегированными инструментами. – М.: Изд-во «Наука», 1977. - 160 с.
- 11 Барон Л. И. Экспериментальные исследования процессов разрушения горных пород ударом / Л. И. Барон, Г. М. Веселов, Ю. Г. Коняшин. – М.: Изд-во АН СССР, 1962. – 219 с.
- 12 Бахчисарайцев А. Н. Классификации горных пород и технические нормы выработки на бурение шпуров / А. Н. Бахчисарайцев. - М.: Госгеолтехиздат, 1963. – 136 с.
- 13 Блохин В. С. Повышение эффективности бурового инструмента / В. С. Блохин. – Киев: Техніка, 1982 – 160 с.
- 14 Блохин В. С. Ударный буровой инструмент повышенной эффективности / Блохин В. С. и др. // Горный журнал. - 1976. - № 9. - С. 47-49.
- 15 Бойков В. В. Имитационное моделирование процесса разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении шпуров / В. В. Бойков // Горные машины. – 2003. - № 11 – С. 28-32.
- 16 Васильев М. В. Анализ состояния и опыт работы зарубежных железорудных предприятий с открытым способом разработки (США, Канада, Австралия): ОИ /М. В. Васильев, А. И. Павлов, Г. А. Онуфриева, М.: Черметинформация, 1981. - 59 с.
- 17 Веденяпин Г. В. Общая методика экспериментального исследования и обработки опытных данных / Веденяпин Г. В. - М.: Колос, 1973. - 200 с.
- 18 Воздвиженский Б. И. Физико-механические свойства горных пород и влияние их на эффективность бурения / Б. И. Воздвиженский, И. П. Мельничук, Ю. А. Пешалов. - М.: Недра, 1973. – 240 с.
- 19 Голубинцев О. Н. Механические и абразивные свойства горных пород и их буримость / О. Н. Голубинцев. – М.: Изд-во «Недра», 1968 - 198 с.
- 20 ГОСТ 25100 – 2011 Грунты Классификация. – М., 2011.
- 21 Грабчак Л. Г. Применение поляризационно-оптического метода для исследования напряжений в горной породе при ударно-поворотном бурении

- шпуров и скважин / Л. Г. Грабчак // Разрушение горных пород механическими способами: сборник статей. – М.: Изд-во «Наука», 1966. – С. 132-138.
- 22 Гришин А. С. Механизмы разрушения горных пород при шарошечном бурении / А. С. Гришин и др. // Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1968. – С. 5 -17. – (Труды / ВНИИБТ. – Вып. 20).
- 23 Джонсон К. Механика контактного взаимодействия / К. Джонсон; пер. с англ. – М.: Мир, 1989. – 510 с.
- 24 Жуков И. А. Разработка научно-методических основ исследования и совершенствования ударных систем (на примере машин, применяемых для разрушения хрупких сред): автореф. дис. ...д-ра техн. наук / Жуков, Иван Алексеевич. – Томск, 2010. – 32 с.
- 25 Иванов К. И. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых / К. И. Иванов, В. А. Латышев, В. Д. Андреев. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 272 с.
- 26 Исследование взаимодействия инструмента и горной породы при ударном разрушении. Науч. рук. В. Б. Соколинский, Е. В. Александров; исполн. Г. М. Захариков, Ким Дин Хи. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1967. – 62 с.
- 27 Каркашадзе Г. Г. Механическое разрушение горных пород: учебное пособие для вузов / Г. Г. Каркашадзе. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 222 с.
- 28 Каталог бурового инструмента «Старооскольский механический завод» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.somz.ru/products/good/53.html>. – Загл. с экрана.
- 29 Каталог бурового инструмента ОАО «Кыштымский машиностроительный завод» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.oaokmo.ru/ru/catalogue/drilling-tools/burovaya-koronka/>. – Загл. с экрана.
- 30 Каталог бурового инструмента ПО «Туламашзавод» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.tulamash.ru/catalog/55>. – Загл. с экрана.
- 31 Каталог бурового инструмента Сандвик [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.miningandconstruction.sandvik.com/ru>. – Загл. с экрана

- 32 Коняшин Ю. Г. Экспериментальное исследование влияния параметров удара на показатели разрушения горных пород / Ю. Г. Коняшин // Разрушение горных пород механическими способами: сб. статей / АН СССР, М-во угольной промышленности СССР, ИГД им. А. А. Скочинского. – М.: Наука, 1966. – С. 116-128.
- 33 Корнилков М. В. Влияние конструктивных параметров бурового инструмента на производительность ударно-вращательного бурения/ М.В. Корнилков, А.С. Реготунов//Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. трудов VII международной научно-технической конференции. Чтения памяти В.Р. Кубачека. – Екатеринбург, УГГУ, 2009. – С. 216 – 219.
- 34 Королько Е. И. К вопросу определения оптимального шага размещения призматических зубьев в венце шарошки / Е. И. Королько. – М.: Гостоптехиздат, – 1958 - С.28-31. – (Труды / ВНИИБТ. - Вып.1).
- 35 Королько Е. И. Принцип минимального удельного расхода энергии при разрушении хрупкой горной породы притупленным клином / Е. И. Фалькон // Вопросы теории и техники бурения скважин. – М.: Гостоптехиздат, 1959. – С. 22-29. – (Тр. ВНИИБТ, вып.2).
- 36 Крюков Г. М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. Часть II. Разрушение горных пород при бурении / Г. М. Крюков. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. - 106 с.
- 37 Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ. Ч.1.Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов / Б. Н. Кутузов. – 2-е изд., стер. – М.: Издательство «Горная книга», Издательство Московского горного университета, 2009. – 471 с.
- 38 Кутузов Б. Н. Теория, техника и технология буровых работ / Б. Н. Кутузов. – М.: Изд-во Недр,1972. – 340 с.
- 39 Латышев О. Г. Математические методы в горном деле: учебник для вузов / О. Г. Латышев, О. О. Казак. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. – 146 с.
- 40 Латышев О. Г. Разрушение горных пород / О. Г. Латышев.- М.: Теплотехник, 2007.- 672с.

- 41 Липин А. А. Современные погружные ударные машины для бурения скважин [Электронный ресурс]. / А. А. Липин // Информационно-строительный портал Стройка - Режим доступа: <http://library.stroit.ru/articles/burenie2>. - Загл. с экрана.
- 42 Лифенцов А. С. Энергетические зависимости погружных пневмоударников и буровых коронок для бурения взрывных скважин / А. С. Лифенцов // Разработка рудных месторождений [Электронный ресурс]. - Вып. 93. – Кривой Рог: КТУ, 2010. - Режим доступа: http://knu.edu.ua/Files/93_2010/38.pdf. - Загл. с экрана.
- 43 Лыхин П. А. Тоннелестроение и бурение шпуров и скважин в XIX и XX вв / П. А. Лыхин. - Екатеринбург: УрО РАН, 2002.- 308 с.
- 44 Мавлютов М. Р. Разрушение горных пород при бурении скважин / М. Р Мавлютов. - М., Недра, 1978, - 215 с.
- 45 Математическая статистика: учебник для техникумов / В. М. Иванова и др.; под ред. А.М. Длина. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Высшая школа, 1975 . - 398 с.
- 46 Медведев И. Ф. Режимы бурения и выбор буровых машин / И. Ф. Медведев, 1975. - 221 с.
- 47 Мелекесцев А. И. Количество ударов на оборот бура при ударно-вращательном бурении / А. И. Мелекесцев // Изв.вузов Горный журнал. - 1960. - №11. – С. 137 – 144.
- 48 Методика испытаний горных пород на эффект совместности (применительно к разрушению групповыми инструментами /сост. Л. И. Барон, Л. Б. Глатман, Ю. Н. Козлов. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1973. – 8 с.
- 49 Миндели Э. О. Разрушение горных пород учебное пособие для студентов / Э. О. Миндели. - М.: Недра, 1974. - 600 с.
- 50 Мосинец В. Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / В. Н. Мосинец, А. В. Абрамов. - М.: Недра, 1982 - 248 с.
- 51 Насонов И. Д. Модели горных процессов / И. Д. Насонов. – М.: Изд-во Недра, 1969. - 206 с. Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского. Сборник статей. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1995. – Вып. № 303 - С. 115-118.
- 52 Остроушко И. А. Разрушение горных пород при бурении. К теории забойных процессов/ И. А. Остроушко. – М.: Госгеолиздат, 1952. -255 с.

53 Партон В.З. Методы математической теории упругости / В. З. Партон, П. И. Перлин. – М.: Наука, 1981 - 688 с.

54 Пат. 2190744 (13) С2 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/26 Буровая коронка / Воробьев В. Н., Роженцов В. Ф., Авдонин Ю. Ф., Заслов В.Я.; заявитель и патентообладатель Открытое акционерное общество Научно-исследовательский проектно-конструкторский институт горного и обогачительного машиностроения. - № 2001100581/03, заявл. 09.01.2001, опубл. 10.10.2002, Бюл. №28. – Ч. 2.

55 Пат. 2247215 (13) С1 Российская Федерация, МПК⁷ E21B10/36 Буровая коронка: / Божко В. Г., Кантович Л. И., Божко В. В.; заявитель и патентообладатель Московский государственный горный университет (МГГУ). - № 2003134922/03, заявл. 03.12.2003, опубл. 27.02.2005, Бюл. № 6.

56 Пат. 2270319 С1 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/36 (2006.01) Коронка для ударно-вращательного бурения: /Панин Н. М., Цехмистренко Н. М., Скорняков Э. П., Гульницкий Л. Л.; заявитель и патентообладатель Панин Н. М., Цехмистренко Н. М., Скорняков Э. П., Гульницкий Л.Л. - № 2004120248/03; заявл. 05.07.2004, опубл. 20.02.2006, Бюл. № 5.

57 Пат. 2312200 С1 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/36 (2006.01) Коронка для ударно-вращательного бурения скважин /Божко В.Г., Божко В.В.; заявитель и патентообладатель ГОУ ВПО « Московский государственный горный университет». - № 2006112269/03; заявл. 13.04.2006, опубл. 10.12.2007, Бюл. № 34.

58 Пат. 2318977 (13) С2 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/36 (2006.01) Буровая коронка / Черкасов В. И., Кравченко А. Е., Бебенин В. Ю.; заявитель и патентообладатель Закрытое Акционерное Общество "Московский опытный завод буровой техники" (ЗАО "Московский опытный завод буровой техники") . №- 2006109364/03; заявл. 27.03.2006., опубл.10.03.2008, Бюл. № 7.

59 Пат. 2347884 (13) С2 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/36 (2006.01), E21B10/46 (2006.01) Ударное буровое долото , бурильная система и способ бурения скважины в подземной формации / Круш Антонию Мария Гимараеш Лейте; заявитель и патентообладатель Шелл Интернэшнл Рисерч Маатсхаппий Б.В.. - № 2006101064/03, заявл. 11.06.2004, опубл. 27.02. 2009, Бюл. № 6.

60 Пат. 2459064 (13) С1 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/36 (2006.01), E21B10/43 (2006.01), E21B10/46 (2006.01) Буровая коронка: / Кононов В.М., Захаров Ю.Н., Михайлов Ю.В., Цатурян В.О., Панин Н.М.; заявитель и патентообладатель Панин Н.М. - № 2011114079/03, заявл. 12.04.2011, опубл. 20.08.2012, Бюл. № 23.

61 Пат. 2468177 (13) С2 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/26 (2006.01), E21B10/40 (2006.01) Буровое долото для ударно-поворотного бурения горной породы и способ его изготовления / НАВА Петер (SE)/ заявитель и патентообладатель Сандвик интеллекчуал проперти аб. - № 2010125156/03, заявл. 12.11.2008, опубл. 27.11.2012, Бюл. №33.

62 Пат. 2535314 (13) С1 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/38 (2006.01) Буровая коронка / Белоусов А.В., Тимонин В.В.; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук. - № 2013133217/03, заявл. 16.07.2013, опубл. 10.12.2014, Бюл. №34.

63 Пат. 2565307 (13) С1 Российская Федерация, МПК⁵¹ E21B10/46 (2006.01) Породоразрушающий инструмент / Хиваса Йонео, Хисада Масая, Накамура Кадзуйоси; заявитель и патентообладатель Мицубиси Материалз Корпорейшн. - № 2014121927/03, заявл. 30.11.2012, опубл. 20.10.2015, Бюл. № 29.

64 Подэрни Р. Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ : учебник для вузов / Р. Ю. Подэрни. - 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. - 544 с.

65 Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: учебник для вузов/ Р.Ю. Подэрни - 8-е изд., перераб. и доп. - М.: Майнинг Медиа Групп - 2013. - 594 с.

66 Покровский И. С. Теория ударного бурения / И. С. Покровский // Горный журнал. - № 12. – 1949. – С. 10 -14.

67 Потобенко А. Н. Анализ испытаний и использования бурового инструмента на шахте «Северопесчанская» Богословского РУ / А. Н. Потобенко, Е. В. Болкисева, А. С. Реготунов // Горный информационно-аналитический бюл. - 2010. - №11. – С. 333 – 339.

68 Протасов Ю. И. Разрушение горных пород / Ю. И. Протасов. – 2-е изд., стер. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2001. - 453с.

- 69 Реготунов А.С. Анализ факторов, влияющих на скорость ударно-вращательного бурения /А.С. Реготунов, С.Н. Жариков// Проблемы недропользования: материалы III Всероссийской молодёжной научно-практической конференции, 10-13 февраля 2009 г.
- 70 Реготунов А.С. Влияние расстояния между инденторами бурового инструмента на энергоёмкость ударного разрушения крепких пород/ А. С. Реготунов //Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-техн. конф. "Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле", 2011 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. – 2012. – С. 17 – 23.
- 71 Реготунов А.С. Исследование основных факторов, влияющих на эффективность контактного разрушения пород при ударно-вращательном бурении взрывных скважин/ А. С. Реготунов //Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле: доклады всероссийской науч. конф. / ИГД УрО РАН. - Екатеринбург: УрО РАН. - 2009. – С. 58 – 64.
- 72 Реготунов А.С. К вопросу о разработке рациональных параметров инструмента штыревого типа и его воздействия на породу при бурении взрывных скважин/ А. С. Реготунов //Горное оборудование и электромеханика. – 2014. - №5. – С. 37 – 42.
- 73 Реготунов А.С. Механизм разрушения крепких горных пород при бурении шпуров и скважин ударно-поворотным и ударно-вращательным способами / А. С. Реготунов//Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-технических семинаров 24 апр., 11 окт. 2012 г. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН. – 2013. – С. 38 – 44.
- 74 Реготунов А.С. Регрессионное моделирование экспериментального разрушения кристаллических горных пород ударом / А.С. Реготунов, В.А. Антонов // Проблемы недропользования [Электронный ресурс] – №5: рецензируемый сборник научных статей. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. – 2015. – С.37-45 – Режим доступа: [//trud.igduran.ru/edition/5](http://trud.igduran.ru/edition/5)
- 75 Реготунов А.С. Ресурсосбережение путем подбора параметров бурового инструмента / А. С. Реготунов, Е. В. Болкисева //Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-технических семинаров 22 – 23 апр. 2010 г. /

ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН. – 2011. – С. 34 – 37.

76 Реготунов А.С. Формирование энергозатрат при ударном разрушении штыревым инструментом при бурении взрывных скважин/ А. С. Реготунов //Горный информационно-аналитический бюллетень. Отд. вып. № 11. Проблемы недропользования. - 2011. – С. 187 – 198.

77 Реготунов А.С. Экспериментальное исследование режимов ударного бурения горных пород/А.С. Реготунов, В.А. Антонов// Изв. вузов. Горный журнал. – 2015. – №8. – С.61 – 69.

78 Ржевский В. В. Основы физики горных пород: учебник для вузов / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. -359 с.

79 Родионов Н. С. Некоторые результаты изучения процессов динамического разрушения горной породы / Н. С. Родионов //Физико-механические свойства, давление и разрушение: сб. статей: вып. 2 / Игд им. А. А. Скочинского. – М.: Изд-во АН СССР, 1963. – С. 97-102.

80 Рудь Ю. С. Теория разрушения горных пород машинами ударного действия с учетом их кристаллического строения и физико-механических свойств [Электронный ресурс] / Ю. С. Рудь, С. Ю. Олейник. – Режим доступа: http://knu.edu.ua/Files/95_2012/28.pdf. - Загл. с экрана.

81 Руководство по проектированию противооползневых и противообвальных защитных сооружений: утв. ВНИИТС 16.05.83 – М.,1983.

82 Семкин Б. В. Основы электроимпульсного разрушения материалов / Б. В. Семкин, А. Ф. Усов, В. И. Курец. – Апатиты: КНЦ РАН, 1995. - 276 с.

83 Симонов В. В. Экспериментальное исследование процесса деформации горных пород при вдавливании индентора / В. В. Симонов, В. Г. Выскребцов // Разрушение горных пород при бурении скважин: тез. докл. I Всесоюз. конф. - Уфа, 1973. – С.152-157.

84 Славиковский О. В. Перспективы развития техники рудных шахт уральского региона / О. В. Славиковский, В. М. Крупнов // Горный информационно-аналит. бюллетень.– 2005 – № 3. - С. 129 - 131.

85 Славиковский О. В. Буровые работы при подземной геотехнологии на Урале /

- О. В. Славиковский, В. А. Осинцев // Горный журнал. 2001. - № 3. - С. 143-148.
- 86 Соколинский В. Б. Машины ударного разрушения (Основы комплексного проектирования)/ В.Б. Соколинский. - М.: Машиностроение, 1982. – 185 с.
- 87 Спивак А. И. Механика горных пород / А. И. Спивак. - М.: Изд-во Недр, 1967. – 240 с.
- 88 Спивак А. И. Разрушение горных пород при бурении скважин: учебник для вузов / А. И. Спивак, А. Н. Попов. — 4-е изд. перераб. и доп. — М.: Недр, 1986. - 208 с.
- 89 Сухов Р. И. Основные направления создания и совершенствования буровой техники и инструмента для проходки взрывных скважин / Р. И. Сухов, О. Ю. Контеев // Основные направления создания и совершенствования буровой техники и инструмента для проходки взрывных скважин: сб. материалов международной научно-технической конференции. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2005. – С. 32 – 53.
- 90 Сухов Р.И. Методические основы исследований шарошечного и ударно-вращательного способов бурения взрывных скважин / Р.И. Сухов, А.Г. Поланский, А.С. Реготунов // Взрывное дело: сб.науч. тр./ под ред. В.А. Белина. Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюл. – 2007. - №8. – С. 285 – 291.
- 91 Танайно А. С. О классификации горных пород по буримости. Ч.2. Каноническое представление показателей свойств горных пород в классификации сопротивляемости их разрушению /А. С. Танайно // Физико-техн. проблемы разработки полезных ископаемых.– 2008. - №6. – С. 86. - 104
- 92 Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2007 гг. / Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2008. – 404 с.
- 93 Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2008 гг. / Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2009. - 370 с.
- 94 Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2009 гг. / Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2010. - 374 с.
- 95 Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2011 гг. /

- Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. - 407 с.
- 96 Технико-экономические показатели горных предприятий за 1990-2012 гг. / Институт горного дела УрО РАН. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2013. - 361 с.
- 97 Тимонин В. В. Обоснование параметров породоразрушающего инструмента и гидравлической ударной машины для бурения скважин в горных породах: дис. ... канд. техн. наук. - Новосибирск, 2009. - 129 с.
- 98 Тимошенко С. П. Теория упругости / С. П. Тимошенко, Дж. Гудьер. - М.: Изд-во Наука, 1975 - 576 с.
- 99 Трубецкой К. Н. Достижения и приоритеты горных наук в России / К. Н. Трубецкой и др. // Горный журнал. - 2000. - № 6. - С. 22 - 27.
- 100 Трумбачев В. Ф. Применение оптического моделирования для исследования напряженного состояния пород вокруг горных выработок / В. Ф. Трумбачев, Л. С. Молодцова. - М.: Изд-во АН СССР, 1963. - 95 с.
- 101 Тургель Д. К. Горные машины и оборудование подземных разработок: учебное пособие / Д. К. Тургель. - Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2007. - 305 с.
- 102 Успенский Н. С. Курс глубокого бурения ударным способом / Н. С. Успенский. - М.: Изд-во Совета нефтяной промышленности, 1924. - 223 с.
- 103 Фалькон Л. М. Полное и частичное разрушение породы при внедрении зуба шарошечного долота / Л. М. Фалькон // Вопросы теории и техники бурения скважин - М.: Гостоптехиздат, 1959. - С.7-14. - (Тр. / ВНИИБТ, вып.2).
- 104 Федоров В. С. Проектирование режима бурения / В. С. Федоров. - М.: Гостоптехиздат, 1958. - 215 с.
- 105 Филатов Л. В. Исследование закономерностей разрушения горных пород при деформациях скола (применительно к процессу ударно-вращательного бурения): дис. ... канд. техн. наук / Л. В. Филатов. - Свердловск, 1967.
- 106 Фрохт М. М. Фотоупругость: в 2-х т. / М. М. Фрохт. - М.: Гостехиздат, 1948.
- 107 Хесин Г. Л. Распределение напряжений в буровом инструменте и породе / Г. Л. Хесин, И. С. Бабенков, К. И. Иванов // М.: Изд-во Недр, 1963 - 92 с.
- 108 Шадрина А. В. Исследование влияния распространения волн деформаций по

бурильной колонне и параметров буровых агрегатов на производительность вращательно-ударного бурения скважин малого диаметра из подземных горных выработок / А. В. Шадрина, Л. А. Саруев, А. А. Казанцев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. - № 11. – С. 232 – 238.

109 Шадрина А. В. Исследование разрушения твердой горной породы энергией удара/ А. В. Шадрина, Т. В. Кабанова // Горный информационно-аналит. бюл. – 2014 - №6 – С. 381-386.

110 Шенк Х. Теория инженерного эксперимента / Х. Шенк. – М.: Мир,1972. -384 с.

111 Шрейнер Л. А. Механизм разрушения твёрдых горных пород и новые типы шарошечных долот / Л. А. Шрейнер, Н. Н. Павлова // «Нефтяное хозяйство. -1954 - № 4. - С. 9 -15.

112 Эйгелес Р. М. Расчет и оптимизация процессов бурения скважин / Р.М. Эйгелес Р. В. Стрекалова. - М.: Недра, 1977. - 200 с.

113 Эйгелес Р. М. О влиянии гидростатического давления на эффективность разрушения породы / Р. М. Эйгелес // Вопросы теории и техники бурения скважин. - М.: Гостоптехиздат, 1959. – С. 3-6. – (Труды /ВНИИБТ. - Вып. 2).

114 Cook N.G.W. Observations of crack growth in hard rock loaded by an indenter / N. G. W. Cook, M. Hood, F. Tsai // International J. of Rock Mechanics and . Mining Sciences. & Geomechanics Abstracts. -1984. - Vol. 21. - № 2. – P. 97-107.

115 Hood M. Phenomena relating to the failure of hard rock adjacent to an indenter. / M. Hood // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. – 1977. – № 5 . - P. 113-123.

116 Krivtsov A. M. Impact fracture of rock materials due to percussive drilling action [Электронный ресурс] /Anton M. Krivtsov, Ekaterina E. Pavlovskaja, Marian Wiercigroch // XXI ICTAM, 15-21 August 2004, Warsaw, Poland. – Режим доступа: http://www.ipme.ru/ipme/labs/msm/Pub/Krivtsov_2004 ICTAM.pdf - Загл. с экрана.

117 Lawn B. Review indentation fracture: principles and applications / B. Lawn T. R. Wilshaw //J. Mat.Sci. – 1975. – Vol. 10. – P. 1049-1081.

118 Lindqvist P. A. Behavior of the crushed zone in rock indentation/ P. A. Lindqvist,

Lai Hai-Hui // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 1983. – Vol. 16: - № 3. – P. 199-207.

119 Mishnaevsky L. Jr. Rock fragmentation and optimization of drilling tools [Электронный ресурс] / L. Jr. Mishnaevsky // *Fracture of Rock*. Chapter 6. Ed. M. H. Aliabadi. Computational Mechanics Publications. - 1998. - P. 167-203. <http://leon685.tripod.com/chapter.pdf> - Загл. с экрана.

120 Numerical Simulation of Impact on Pneumatic DTH hammer Percussive Drilling [Электронный ресурс] / Bu Changgen* 卜长根), Qu Yegao (瞿叶高), Cheng Zhiqiang (程志强), Liu Baolin (刘宝林) // *Journal of Earth Science*. – 2009. - Vol. 20, No. 5. - P. 868-878.-Режим доступа:

https://www.researchgate.net/publication/226274689_Numerical_simulation_of_impact_on_pneumatic_DTH_hammer_percussive_drilling/ - Загл. с экрана

121 Wagner H. E. H. R Schumann. The stamp-load bearing strength of rock - an experimental and theoretical investigation / W. Schumann // *Rock Mechanics*. - 1971. – Vol. 3. - № 4. - P. 185-207.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Таблица А.1 – Результаты измерения геометрических характеристик лунок разрушения в эксперименте промежуточного скола

Энергия единичного удара E , Дж	Глубина лунки h , мм	Ширина лунки максимальная b_1 , мм	Ширина лунки минимальная b_2 , мм	Угол конусности лунки ω , град	Угол отлома консоли β , град	Примечание
1	2	3	4	5	6	7
$L_{II}=1,0d$						
16	0,29	1,24	1,12	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,27	1,25	1,14	18,0	8,0	лунки (выкол)
	0,31	1,33	1,21	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,28	1,28	1,20	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,29	1,19	1,10	17,5	8,5	лунки (выкол)
32	0,80	4,50	4,00	23,5	8,0	лунки (выкол)
	0,74	4,10	3,41	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,81	4,34	4,03	23,5	8,5	лунки (выкол)
	0,76	4,21	3,73	23,5	8,5	лунки (выкол)
	0,80	4,54	4,13	23,5	8,5	лунки (выкол)
48	1,10	7,37	6,21	23,5	9,0	лунки (выкол)
	1,05	7,15	6,01	23,5	8,5	лунки (выкол)
	1,08	7,04	6,33	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,02	7,15	5,84	23,5	8,5	лунки (выкол)
	0,97	7,24	6,01	23,5	8,5	лунки (выкол)
64	1,57	8,22	7,11	23,0	8,5	промежуточный скол длиной $s=3,52$ и шириной $t=2,00$

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7
	1,58	8,02	7,13	23,5	9,0	промежуточный скос длиной $s=3,57$ и шириной $t=2,12$
	1,60	7,91	7,00	23,0	9,0	промежуточный скос длиной $s = 3,41$ и шириной $t=2,11$
	1,61	7,83	7,33	23,5	9,0	промежуточный скос длиной $s = 3,50$ и шириной $t=2,27$
	1,56	8,14	6,93	23,0	9,0	промежуточный скос длиной $s=3,42$ и шириной $t=2,14$
80	1,78	9,05	8,12	23,0	9,0	промежуточный скос длиной $s = 3,55$ и шириной $t=3,04$
	1,81	8,66	7,74	23,0	8,5	промежуточный скос длиной $s=3,40$ и шириной $t=3,05$
	1,80	9,26	8,11	23,5	8,5	промежуточный скос длиной $s = 3,40$ и шириной $t=2,93$
	1,76	8,97	7,80	23,0	8,5	промежуточный скос длиной $s=3,51$ и шириной $t=3,10$

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7
	1,8	9,04	8,40	23,5	8,5	промежуточный скол длиной $s=3,02$ и шириной $t=3,41$
$L_{п}=2,0d$						
16	0,32	1,30	1,17	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,30	1,28	1,14	18,0	9,0	лунки (выкол)
	0,27	1,31	1,23	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,33	1,32	1,19	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,25	1,17	1,08	17,5	8,5	лунки (выкол)
32	0,76	4,51	4,11	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,80	4,33	3,92	23,0	9,0	лунки (выкол)
	0,77	4,40	4,07	23,0	9,0	лунки (выкол)
	0,87	4,51	4,12	23,0	9,0	лунки (выкол)
	0,93	4,62	4,15	23,5	9,0	лунки (выкол)
48	1,10	7,01	6,00	23,0	9,5	лунки (выкол)
	1,0	6,87	6,10	23,5	9,5	лунки (выкол)
	0,98	6,93	6,01	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,05	7,12	6,22	23,5	8,5	лунки (выкол)
	1,07	7,06	5,94	23,5	8,5	лунки (выкол)
64	1,50	8,03	7,07	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,60	8,42	7,23	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,54	7,81	6,94	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,48	8,25	7,15	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,61	8,06	7,17	23,0	8,5	лунки (выкол)

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7
80	1,78	9,74	8,18	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,80	9,28	8,01	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,83	9,05	7,80	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,74	9,10	8,10	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,79	9,14	8,00	23,0	8,5	лунки (выкол)
<i>L_п=3,0d</i>						
16	0,32	1,28	1,15	18,0	9,0	лунки (выкол)
	0,30	1,30	1,18	18,0	9,0	лунки (выкол)
	0,30	1,31	1,25	18,0	9,0	лунки (выкол)
	0,23	1,30	1,19	18,0	8,5	лунки (выкол)
	0,31	1,27	1,13	18,0	8,5	лунки (выкол)
32	0,78	4,40	4,01	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,77	4,50	4,11	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,80	4,60	4,17	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,76	4,10	3,44	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,80	4,40	3,97	23,5	9,0	лунки (выкол)
48	1,10	7,10	6,20	23,0	8,5	лунки (выкол)
	0,97	6,90	6,18	23,5	8,5	лунки (выкол)
	1,04	7,00	5,92	23,5	8,5	лунки (выкол)
	1,03	7,10	6,28	23,5	8,5	лунки (выкол)
	0,94	7,20	6,16	23,5	8,5	лунки (выкол)
64	1,58	8,10	7,34	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,53	8,00	7,10	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,49	7,90	7,07	23,0	8,5	лунки (выкол)

Продолжение таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7
	1,62	8,00	7,21	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,64	8,00	7,15	23,0	8,5	лунки (выкол)
80	1,77	9,60	7,90	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,80	9,11	8,00	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,79	8,82	7,73	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,77	9,13	8,23	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,81	9,13	7,87	23,0	8,5	лунки (выкол)
	<i>L_п=4,0d</i>					
16	0,27	1,34	1,25	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,31	1,32	1,17	17,5	8,5	лунки (выкол)
	0,25	1,19	1,06	17,5	8,0	лунки (выкол)
	0,33	1,30	1,21	18,0	8,0	лунки (выкол)
	0,28	1,26	1,14	17,5	8,5	лунки (выкол)
32	0,74	4,61	4,10	23,5	8,5	лунки (выкол)
	0,79	4,42	4,15	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,77	4,24	3,73	23,5	8,5	лунки (выкол)
	0,83	4,05	3,62	23,5	9,0	лунки (выкол)
	0,89	4,22	3,71	23,5	9,0	лунки (выкол)
48	1,08	7,01	6,30	24,0	9,0	лунки (выкол)
	1,01	6,72	6,03	24,0	8,5	лунки (выкол)
	0,99	7,02	5,81	24,0	8,5	лунки (выкол)
	1,00	7,00	6,14	23,5	9,0	лунки (выкол)
	1,08	7,10	6,00	23,5	8,5	лунки (выкол)

Окончание таблицы А.1

1	2	3	4	5	6	7
64	1,53	8,04	7,17	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,58	8,23	7,00	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,54	7,77	6,92	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,60	8,03	7,11	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,59	8,19	7,24	23,0	8,5	лунки (выкол)
80	1,8	9,46	7,70	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,83	9,07	8,21	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,76	9,43	8,74	23,0	8,0	лунки (выкол)
	1,81	9,02	8,30	23,0	8,5	лунки (выкол)
	1,79	9,15	7,92	23,0	8,5	лунки (выкол)

Таблица А.2 - Результаты измерения геометрических характеристик лунок разрушения в эксперименте краевого скола

Энергия единичного удара E , Дж	Глубина скола $h_{ск}$, мм	Глубина лунки h , мм	Максимальная ширина области разрушения b_1 , мм	Угол конусности лунки ω , град	Угол скола на свободную поверхность $\varphi_{ск}$, град	Примечание
1	2	3	4	5	6	7
$L_k=0,5d$						
16	-	0,91	5,00	20,0	-	лунка с выходом трещин к краю углубления
	-	1,03	4,91	20,0	-	лунка с выходом трещин к краю углубления
	-	0,87	5,22	19,0	-	лунка с выходом трещин к краю углубления

Продолжение таблицы А.2

1	2	3	4	5	6	7
	-	0,96	5,34	19,5	-	лунка с выходом трещин к краю углубления
	-	0,84	5,27	19,0	-	лунка с выходом трещин к краю углубления
32	3,31	-	7,80	-	23,0	скол
	4,00	-	8,01	-	24,0	скол
	3,82	-	8,32	-	23,0	скол
	4,56	-	8,10	-	23,0	скол
	4,70	-	8,00	-	23,0	скол
48	7,00	-	9,31	-	30,0	скол
	6,51	-	9,22	-	31,0	скол
	6,44	-	9,64	-	31,0	скол
	6,05	-	8,51	-	30,0	скол
	6,78	-	9,41	-	30,0	скол
64	6,03	-	10,80	-	26,0	скол
	6,55	-	9,05	-	26,0	скол
	7,11	-	10,50	-	27,0	скол
	5,45	-	10,11	-	26,5	скол
	6,75	-	10,33	-	27,0	скол
80	6,40	-	11,01	-	30,0	скол
	5,95	-	14,03	-	31,0	скол
	7,23	-	10,12	-	29,0	скол
	6,30	-	9,89	-	29,5	скол
	6,11	-	10,50	-	30,0	скол
$L_k=1,0d$						
16	-	0,85	5,10	20,0	-	лунка (выкол)
	-	1,13	4,81	20,0	-	лунка(выкол)
	-	0,99	5,21	19,0	-	лунка(выкол)

Продолжение таблицы А.2

1	2	3	4	5	6	7
	-	0,93	5,04	19,5	-	лунка (выкол)
	-	0,83	5,07	19,0	-	лунка (выкол)
32	-	1,45	8,71	20,0	-	лунка (выкол)
	-	1,48	8,13	21,0	-	лунка (выкол)
	-	1,44	8,02	20,5	-	лунка (выкол)
	-	1,54	8,12	21,5	-	лунка (выкол)
	-	1,62	8,31	21,0	-	лунка (выкол)
	48	8,67	-	9,50	-	30,0
8,07		-	9,11	-	31,0	крупный скол
7,50		-	9,41	-	31,0	крупный скол
8,40		-	9,32	-	30,0	крупный скол
8,04		-	8,40	-	30,0	крупный скол
64	7,90	-	10,81	-	31,0	крупный скол
	7,88	-	9,00	-	31,5	крупный скол
	8,11	-	10,71	-	31,0	крупный скол
	7,51	-	9,11	-	31,5	крупный скол
	8,01	-	10,04	-	31,0	крупный скол
80	7,93	-	12,01	-	31,0	крупный скол
	8,33	-	11,51	-	31,0	крупный скол
	8,03	-	10,21	-	32,0	крупный скол
	7,65	-	10,51	-	31,5	крупный скол
	7,95	-	11,01	-	31,0	крупный скол
<i>L_к=1,5d</i>						
16	-	0,83	4,50	19,5	-	лунка (выкол)
	-	0,92	5,31	20,0	-	лунка (выкол)
	-	0,82	5,01	19,5	-	лунка (выкол)
	-	0,88	5,11	20,0	-	лунка (выкол)
	-	0,92	5,20	20,0	-	лунка (выкол)

Продолжение таблицы А.2

1	2	3	4	5	6	7
32	-	1,40	7,32	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,54	8,10	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,44	7,52	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,73	8,01	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,52	8,00	18,5	-	лунка (выкол)
48	-	1,75	8,43	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,77	8,51	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,72	8,50	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,84	8,64	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,73	8,33	18,5	-	лунка (выкол)
64	-	1,85	9,10	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,88	9,01	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,90	8,73	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,83	8,70	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,86	9,31	18,5	-	лунка (выкол)
80	-	1,93	10,30	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,84	11,00	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,87	10,71	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,89	9,31	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,90	9,70	18,5	-	лунка (выкол)
<i>L_к=2,0d</i>						
16	-	0,82	4,70	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,14	5,11	18,5	-	лунка (выкол)
	-	0,86	5,10	19,0	-	лунка (выкол)
	-	0,93	5,31	18,5	-	лунка (выкол)
	-	0,87	5,12	19,0	-	лунка (выкол)
32	-	1,45	7,20	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,44	7,31	19,0	-	лунка (выкол)

Окончание таблицы А.2

1	2	3	4	5	6	7
	-	1,53	8,22	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,46	7,00	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,51	7,81	18,5	-	лунка (выкол)
48	-	1,61	7,53	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,70	8,00	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,68	7,61	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,73	8,10	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,72	8,11	18,5	-	лунка (выкол)
64	-	1,78	8,80	19,0	-	лунка (выкол)
	-	1,81	9,01	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,87	9,50	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,81	8,70	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,85	9,11	18,5	-	лунка (выкол)
80	-	1,97	11,72	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,90	12,50	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,94	11,00	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,89	9,72	18,5	-	лунка (выкол)
	-	1,83	9,51	18,5	-	лунка (выкол)

"УТВЕРЖДАЮ"
 Технический директор
 АО «Кировградский завод
 твердых сплавов»
 Ульянов А.В.
 «5» февраля 2016 г.



А К Т
 об использовании
 «Методики расчета рационального размещения инденторов
 в буровом инструменте», представленной
 в диссертационной работе на соискание
 ученой степени кандидата технических наук
 Реготунова Андрея Сергеевича

г. Кировград

«5» февраля 2016 г.

Комиссия в составе:

Председатель

Главный технолог

- В.А. Зарубин

Члены комиссии:

Начальник технического отдела

- С.В. Трифонов

Начальник бюро технического отдела

- А.С. Трифонов

составили настоящий акт о том, что «Методика расчета рационального размещения штырей (инденторов) на рабочей поверхности бурового инструмента штыревого типа» позволит создать эффективный инструмент для ударно-поворотного способа бурения шпуров и скважин с рациональными параметрами разрушения забоя с учетом явлений выкола, промежуточного и краевого сколов.

Методика принята в АО «Кировградский завод твердых сплавов» в целях разработки бурового инструмента для ударно-поворотного способа бурения.

Председатель комиссии

В.А. Зарубин

Члены комиссии:

С.В. Трифонов

А.С. Трифонов