

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ  
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И.Сатпаева

Институт Геологии, Нефти и Горного дела  
Кафедра «Горное дело»

УДК 622.241(043)

На правах рукописи

**Орынбаев Бауржан Ахмедиевич**

**МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ**

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

Повышение эффективности отбойки с созданием предварительного напряжения в массиве

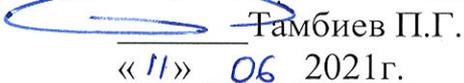
Направление подготовки

7M07203 – «Горная инженерия»

Научный руководитель  
профессор, д.т.н.

 Юсупов Х.А.  
«10» 06 2021г.

Рецензент

 Тамбиев П.Г.  
«11» 06 2021г.

Нормоконтроль

 Ахметканов Д.К.  
«10» 06 2021г.

**ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ**

Заведующий кафедрой Горное дело  
профессор, д.т.н.

 Молдабаев С.К.  
«11» 06 2021г.

Алматы, 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ  
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И.Сатпаева

Институт Геологии, Нефти и Горного дела  
Кафедра «Горное дело»

7М07203 – «Горная инженерия»

**УТВЕРЖДАЮ**

Заведующий кафедрой ГД  
профессор, д.т.н.

С.К.Молдабаев

«02» 09 2021г.

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение магистерской диссертации**

Магистранту Орынбаеву Бауржану Ахмедиевичу

Тема: Повышение эффективности отбойки с созданием предварительного напряжения в массиве

Утверждена приказом руководителя университета № 330-М от 11.11.2019г.

Срок сдачи законченной работы «17» июня 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: геологические, текстовые, графические материалы по проекту ведения буровзрывных работ месторождения «Аяк-Коджан» Павлодарской области.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) Анализ применяемых методов управления качеством отбойки и определения параметров взрывных работ на карьерах;

б) Анализ исследований по повышению качества дробления руды;

в) Исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве;

г) Проведение опытно-промышленных испытаний в условиях месторождения Аяк-Коджан;

д) Анализ результатов испытаний и выбор оптимальных параметров буровзрывных работ.

Рекомендуемая основная литература:

1. Лапшов А. А., Ермолаев А. И., Монахов Е. Д. Обоснование оптимальных для дробления горных пород интервалов замедления при многорядном короткозамедленном взрывании // Материалы Уральской горнопромышленной декады: Научное издание. Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2010.
2. В.Н. Родионов. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде. В сб. Взрывное дело 73/30,1974. М., Недра.
3. Ханукаев А.Н. О физической сущности процессов разрушения горных пород действием взрыва. -М: Из-во АН СССР, 1958.
4. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. М.: Недра. 1988.

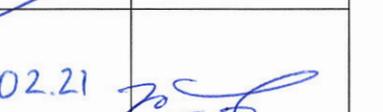
### ГРАФИК

#### Подготовки магистерской диссертации

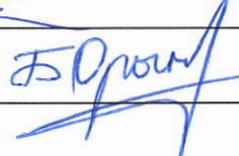
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Анализ применяемых методов управления качеством отбойки и определения параметров взрывных работ на карьерах	11.10.2020 г	
Анализ исследований по повышению качества дробления руды	21.01.2021 г.	
Исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве	24.02.2021 г.	
Проведение опытно-промышленных испытаний в условиях месторождения Аяк-Коджан	24.02.2021 г.	
Анализ результатов испытаний и выбор оптимальных параметров буровзрывных работ	14.04.2021 г	

## Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Консультанты, Ф.И.О. (уч.степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Анализ применяемых методов управления качеством отбойки и определения параметров взрывных работ на карьерах	Юсупов Х.А. профессор, д.т.н.	11.04.20	
Анализ исследований по повышению качества дробления руды	Юсупов Х.А. профессор, д.т.н.	21.01.21	
Исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве	Юсупов Х.А. профессор, д.т.н.	24.02.21	
Проведение опытно-промышленных испытаний в условиях месторождения Аяк-Коджан	Юсупов Х.А. профессор, д.т.н.	24.02.21	
Анализ результатов испытаний и выбор оптимальных параметров буровзрывных работ	Юсупов Х.А. профессор, д.т.н.	14.04.21	
Нормоконтроль	Ахметканов Д.К.	11.06.21	

Научный руководитель  Юсупов Х.А.

Задание принял к выполнению магистрант  Орынбаев Б.А.

Дата «02» 09 2020г.

## АННОТАЦИЯ

Диссертация состоит из 52 страницы текста и включает введение, 5 разделов и заключение, 6 рисунков, 10 таблиц.

Актуальность работы объясняется тем, что качество дробления горных пород оказывает влияние на экономические показатели всех основных технологических процессов горнодобывающих предприятий, причем это влияние для различных технологических процессов различно.

В настоящее время расчет параметров массовых взрывов основан на механизме разрушения ненагруженного массива с известными механическими свойствами и упругими константами. При этом учитываются свойства применяемых ВВ и прогнозируется степень дробления и выход негабаритных кусков. В качестве исходных данных обычно принимается статический предел прочности руд и пород или критическая скорость смещения, рассчитанная по тому же пределу прочности. Это не вполне соответствует физической сущности процесса, так как скорость нагружения оказывает влияние на прочностные, упругие и акустические свойства руд и пород.

Массив горных пород на карьере отрабатывается в результате многочисленных взрывов, таким образом, он подвергается систематическим периодическим нагружениям до производства основного взрыва по отделению и дроблению определенного объема недр. Каждый очередной участок до его взрывания уже предварительно напряжен. Результатом подобной технологии подготовки и выемки крепких пород является постоянно изменяющееся напряженно-деформированное состояние массива, оперативные способы оценки которого до сих пор не разработаны.

Исследования, направленные на изучение закономерностей распространения динамических волн напряжений при взрыве в массиве, находящемся в условиях высокого горного давления, и разработка методики расчета параметров буровзрывных работ являются актуальными и представляют научный и практический интерес.

## ANNOTATION

The dissertation consists of an introduction, 5 sections and a conclusion, on 52 pages, 6 figures, 10 tables.

The relevance of the work is explained by the fact that the quality of crushing of rocks affects the economic indicators of all the main technological processes of mining enterprises, and this effect is different for various technological processes.

At present, the calculation of the parameters of mass explosions is based on the mechanism of destruction of an unloaded massif with known mechanical properties and elastic constants. In this case, the properties of the explosives used are taken into account and the degree of crushing and the output of oversized pieces are predicted. The initial data is usually taken to be the static tensile strength of ores and rocks or the critical displacement rate calculated from the same tensile strength. This does not quite correspond to the physical essence of the process, since the loading rate affects the strength, elasticity and acoustic properties of ores and rocks.

The rock mass in the quarry is mined as a result of numerous explosions, thus, it is subjected to systematic periodic loading prior to the production of the main explosion to separate and crush a certain volume of subsoil. Each successive section is already pre-stressed before it explodes. The result of this technology for the preparation and excavation of hard rocks is a constantly changing stress-strain state of the massif, the operational methods of assessing which have not yet been developed.

Research aimed at studying the regularities of the propagation of dynamic stress waves during an explosion in a rock mass under conditions of high rock pressure, and the development of a method for calculating the parameters of drilling and blasting operations are relevant and are of scientific and practical interest.

## АҢДАТПА

Диссертация кіріспеден, 5 бөлімнен және қорытындыдан тұрады, 52 беттерде, 6 суреттерде, 10 кестелерде.

Жұмыстың өзектілігі тау жыныстарын ұсақтау сапасы тау-кен кәсіпорындарының барлық негізгі технологиялық процестерінің экономикалық көрсеткіштеріне әсер ететіндігімен түсіндіріледі және бұл әр түрлі технологиялық процестер үшін әсер әр түрлі болады.

Қазіргі кезде жаппай жарылыстардың параметрлерін есептеу белгілі механикалық қасиеттері мен серпімді тұрақтылығы бар жүктелмеген массивтің бұзылу механизміне негізделген. Бұл жағдайда қолданылатын жарылғыш заттардың қасиеттері ескеріліп, үлкен көлемді бөлшектердің ұсатылу дәрежесі мен шығуы болжанады. Бастапқы мәліметтер кендер мен тау жыныстарының созылуының статикалық беріктігі немесе сол созылу беріктігінен есептелген критикалық жылжу коэффициенті ретінде қабылданады. Бұл процестің физикалық мәніне толық сәйкес келмейді, өйткені жүктеме жылдамдығы кендер мен тау жыныстарының беріктігіне, серпімді және акустикалық қасиеттеріне әсер етеді.

Карьердегі тау-кен массасы көптеген жарылыстардың нәтижесінде өндіріліп алынады, осылайша ол белгілі бір көлемдегі жер қойнауын бөліп, ұсақтау үшін негізгі жарылыс жасалмас бұрын жүйелі түрде мезгіл-мезгіл жүктелуге ұшырайды. Әрбір келесі бөлім жарылып кетпес бұрын алдын-ала күйзеліске ұшырайды. Қатты тау жыныстарын дайындауға және қазуға арналған осы технологияның нәтижесі - массивтің әрдайым өзгеріп отыратын кернеулі-деформациялық күйі, бағалаудың операциялық әдістері әлі жасалынбаған.

Тау жыныстарының жоғары қысымы жағдайында тау массасында жарылыс кезінде динамикалық кернеулік толқындардың таралу заңдылықтарын зерттеуге және бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін есептеу әдісін жасауға бағытталған зерттеулер ғылыми және практикалық болып табылады қызығушылық.

## СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	9
1	Общие данные об объекте исследования	12
1.1	Общие сведения о районе месторождения	12
1.2	Геологическое строение района и месторождения	13
1.3	Гидрогеологические особенности месторождения	15
1.4	Горнотехнические условия разработки руд	18
1.5	Задачи исследования	21
2	Анализ исследований по повышению качества дробления руды	23
2.1	Исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве	27
3	Создание начального напряжения в массиве	30
3.1	Определение уровня и скорости роста предельного напряжения	33
3.2	Определение начального напряжения для получения необходимого дробления отбитой руды	37
4	Опытно-промышленные испытания	40
5	Ожидаемый экономический эффект	46
	Заключение	48
	Перечень терминов и сокращений	49
	Список использованной литературы	50
	Приложения	

## ВВЕДЕНИЕ

Несмотря на значительные успехи в области совершенствования технологии взрывных работ и частичного обновления ассортимента промышленных взрывчатых веществ, технико-экономические показатели последних при разрушении скальных горных пород не в полной мере отвечают возросшим требованиям горного производства. Качество дробления является определяющим фактором большинства технологических и экономических показателей дальнейшей переработки руды [1].

К примеру, практика использования кучного выщелачивания металлов подтверждает, что основной причиной понижения скорости выщелачивания является недостаточное снижение крупности руды в процессе подготовки ее к выщелачиванию.

Для руд, в которых металл равномерно расположен по всему объему, кучное выщелачивание имеет тем больший эффект, чем меньше размер куска породы. Таким образом увеличивается площадь контакта реагента и, соответственно, увеличивается количество добытого металла.

**Целью работ** являются исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве для повышения эффективности отбойки, качества дробления руды.

В связи с этим возникла необходимость при решении проблемы качества отбойки исходить из факта существования не только статического поля напряжений, возникающего в горном массиве при разработке месторождения, но и из того, что при производстве массовых взрывов в пределах зоны разрушения распространяются волны определенной интенсивности, способствующие или препятствующие дроблению руды.

### **Научная новизна магистерской диссертации:**

- в разработке технологии создания предварительного напряженного состояния массива, что позволит снизить выход негабаритных кусков и себестоимость отбойки руды;
- получены зависимости удельного расхода ВВ и выхода негабаритных кусков от ЛНС при создании предварительного напряженного состояния массива.

**Актуальность работы** обусловлена тем, что качество дробления горного массива напрямую влияет на экономические показатели всех основных технологических процессов горнодобывающих предприятий.

В настоящее время расчет параметров массовых взрывов основан на механизме разрушения ненагруженного массива с известными механическими свойствами и упругими константами. При этом учитываются свойства применяемых ВВ и прогнозируется степень дробления и выход негабаритных кусков. В качестве исходных данных обычно принимается статический предел прочности руд и пород или критическая скорость смещения, рассчитанная по тому же пределу прочности. Это не вполне соответствует физической сущности процесса, так как скорость нагружения

оказывает влияние на прочностные, упругие и акустические свойства руд и пород [2].

Горный массив в карьере обрабатывается по итогам многочисленных взрывов, тем самым, подвергаясь систематическим периодическим нагрузкам до производства основного взрыва по отделению и дроблению определенного объема недр. Каждый очередной участок до его взрывания уже предварительно напряжен. Результатом подобной технологии подготовки и выемки крепких пород является постоянно изменяющееся напряженно-деформированное состояние массива, оперативные способы оценки которого до сих пор не разработаны [3].

Исследования, направленные на изучение закономерностей распространения динамических волн напряжений при взрыве в массиве, находящемся в условиях высокого горного давления, и разработка методики расчета параметров буровзрывных работ являются актуальными и представляют научный и практический интерес.

**Объект исследования.** Участок месторождения Аяк-Коджан, расположенного в Экибастузском районе Павлодарской области в 135 км к северо-востоку от г. Темиртау и 85 км южнее железнодорожной станции Шидерты.

**Предмет исследования.** Оптимальные параметры бурения и заряжания скважин для повышения эффективности отбойки.

**Задачами исследования являются:**

- анализ исследований по повышению качества дробления руды;
- анализ исследований по созданию предварительного напряженного состояния в массиве;
- разработка технологии создания предварительного напряженного состояния в массиве;
- проведение опытно-промышленных взрывных работ;
- обработка данных опытно-промышленных взрывов и выдача рекомендации.

**Практической базой** диссертационной работы являются собранные в рамках научно-исследовательской работы материалы разведки, эксплуатации месторождения Аяк-Коджан, результаты опытно-промышленных испытаний, направленных на исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве для повышения эффективности отбойки, анализ полученных результатов.

**Публикации и апробация работы.** По теме диссертации представлена и опубликована статья "Повышение эффективности отбойки с созданием предварительного напряжения в массиве" объемом 11 (одиннадцать) страниц к опубликованию в журнале «Journal of Advanced Research in Natural Science», ISSN 2572-4347, Сиэтл (США), 2021, №13 в разделе «Науки о Земле».

**Структура и объем работы.** Диссертационная работа состоит из введения, 5 глав, заключения, библиографического списка из 19

наименований и содержит 51 страницу машинописного текста, 6 рисунков, 10 таблиц.

Автор выражает благодарность за содействие в написании данной работы ТОО «НПП Интеррин», АО «НМЗ "Искра"» в лице Красикова И.В. за участие в проведении опытно-промышленных испытаний, а также своему научному руководителю д.т.н., проф. Юсупову Х.А. за ценные советы и наставления в решении поставленных задач.

# 1 ОБЩИЕ ДАННЫЕ ОБ ОБЪЕКТЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

## 1.1 Общие сведения о районе месторождения

Месторождение Аяк-Коджан расположено в Экибастузском районе Павлодарской области в 135 км к северо-востоку от г. Темиртау и 85 км южнее железнодорожной станции Шидерты. Ближайший населенный пункт – п.Родниковский, расположенный в 8 км к западу от месторождения (рис. 1.1).

Непосредственно на месторождении транспортные коммуникации отсутствуют, кроме грунтовых дорог.

Рельеф района грядово – мелкосопочный, частью равнинный, с абсолютными отметками 430-502 м, абсолютные отметки выходов рудных тел на поверхность составляют от 450 м на северо-западе до 480 м на юго-востоке месторождения. В пределах самого месторождения относительные превышения достигают 30-40 м.

Гидрографическая сеть представлена долиной р. Шидерты близмеридиально – северо-восточной ориентировки и её небольшим правым притоком р. Карасу, имеющим временный водоток. В долине р. Шидерты действует канал Иртыш – Караганда, расположенный в 8 км западнее месторождения. Русло р. Шидерты сохранилось лишь фрагментарно в виде отдельных плесов и стариц.

Климат района – резкоконтинентальный, засушливый, с большими амплитудами колебаний температуры воздуха, как в течение года, так в течение суток.

Среднегодовая температура воздуха составляет  $+2,2^{\circ}\text{C}$ . Летом температура воздуха повышается до  $+35 - 40^{\circ}\text{C}$ , зимой нередко опускается до  $-35^{\circ} - 38^{\circ}$ . Наиболее жаркий месяц – июль, среднемесячная температура которого составляет  $+21,3^{\circ}\text{C}$ . Наиболее холодный месяц – январь, среднемесячная температура  $-13^{\circ}\text{C}$ . Амплитуда колебаний температуры воздуха в течение суток в летнее и весенне-осеннее время может достигнуть  $10 - 12^{\circ}\text{C}$ .

Среднегодовое количество осадков 322 мм. Распределение их в течение года крайне неравномерное, при этом возможны редкие кратковременные ливни с большим количеством осадков. Наибольшее количество осадков выпадает в июне, июле, наименьшее – в феврале, марте. В силу высокой температуры воздуха значительная часть летних осадков теряется на испарение и транспирацию растениями и в формировании водных ресурсов почти не принимают участия, за исключением ливней и затяжных дождей. Основное значение в питании подземных вод имеют осадки зимнее – весеннего периода – с ноября по март. Среднегодовое количество таких осадков составляет 78 мм.

Преобладающее направление ветров с запада и юго-запада. Средняя скорость ветра 3,5 м/с. Нередки сильные ветры; зимой - снежные шквалы, летом - пыльные бури и суховеи.

Снежный покров, высота которого не превышает 0,3 – 0,5 м, держится с ноября до конца марта. Глубина промерзания почвы не превышает 1 м.

Почвы в основном серовато-бурые и темно-каштановые неполноразвитые с баллом бонитета 15. Коренные выходы горных пород составляют около 40 %.

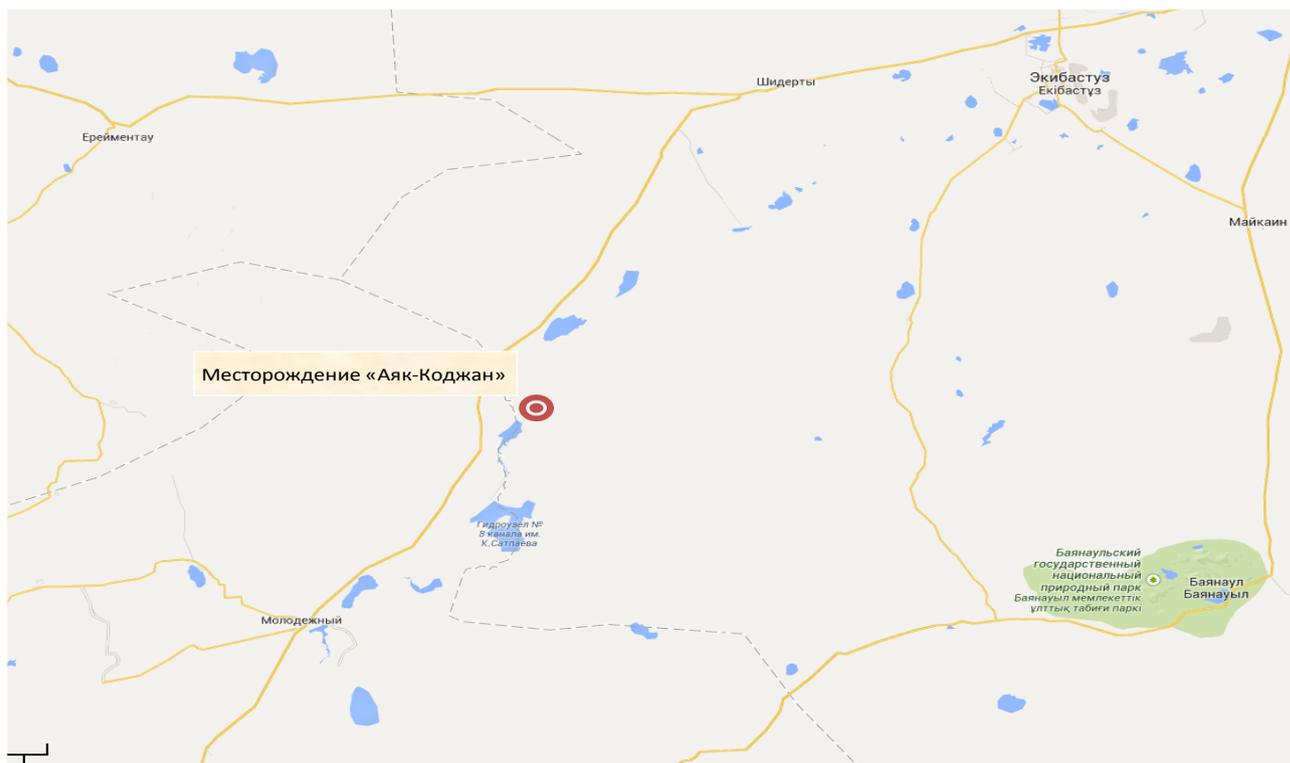


Рисунок 1.1 – Обзорная карта района

## 1.2 Геологическое строение района и месторождения

Участок месторождения Аяк-Коджан охватывает локальный фрагмент центральной части западного крыла Коджанчад-Шыбындыкольской брахисинклинали.

Оруденение связано с тектонической зоной интенсивной трещиноватости, частью расланцевания, СЗ простирания и субвертикального падения. Выходы рудных тел прослеживаются в полосе с СЗ на ЮВ на 600м при ширине от нескольких метров на флангах, до 150-200м в центральной ее части.

Месторождение сложено отложениями третьей вулканогенно-осадочной пачки жарсорской свиты девона, прорванной малыми телами долеритов (диабазовых порфиритов) и субсогласными силлами порфиритов андезитобазальтового состава. В пределах месторождения залегание пород жарсорской свиты практически моноклиналиное с весьма пологим падением на юго-восток. Углы падения составляют порядка 4-5°, локально достигают 10-15°. Порфириты андезито-базальтового состава прослеживаются на поверхности в северной и западной частях месторождения, погружаясь полого на глубину в юго-восточном направлении. В общем разрезе третьей пачки жарсорской свиты это верхний силл. Помимо поверхности, его наличие и условия залегания установлены бурением в центральной и юго-восточной частях месторождения, начиная от уровня разведочного профиля VI. Мощность силла варьирует от 20-25м до 45м, составляя в среднем 30-40м. Кровля его залегает на глубине от 7-20м в разведочных профилях VII-VIII до 35-45м на юго-восточном фланге (профили XII-XIV). Структурно верхний силл приурочен к подошве горизонта крупногалечных конгломератов и агломератовых туфов, как к одной из наиболее «ослабленных» в разрезе зон.

Медное оруденение локализовано в пределах субвертикальной тектонической зоны брекчирования и интенсивной трещиноватости пород (редко – расланцевания в тонкообломочных разностях) северо-западного простирания. Минерализованная тектоническая зона занимает резко секущее положение по отношению к вмещающим породам жарсорской свиты и представлена серией оруденелых и безрудных тектонических швов кулисообразно и последовательно сменяющих друг друга по простиранию. Протяженность рудной зоны по простиранию 600 м, ширина от первых метров на флангах до 150-200 м в центральной ее части. По падению оруденение прослежено до глубины 150-200 м. В пределах рудной зоны выделяется 16 рудных тел. По запасам руды и меди к основным следует отнести восемь рудных тел: №№ 1, 3, 3а, 4, 4а, 8, 5 и 6, в том числе три из них заключают 62-66 % руды и меди от общих запасов; в порядке убывания значимости: рудные тела 6, 8 и 1.

Характерны слоистые текстуры. Наиболее широко развита параллельная слоистость, реже – клиновидная или волнисто-параллельная со знаками волновой ряби на плоскостях напластования.

### 1.3 Гидрогеологические особенности месторождения

Месторождение Аяк-Коджан в региональном гидрогеологическом плане располагается в пределах Кокчетау-Баянаульского бассейна трещинно-жильных подземных вод II порядка, состоящего из двух водоносных сред с разными гидрогеологическими параметрами. Верхняя часть разреза носит блоково-жильный характер (до 30-60 м), а нижняя представляет собой трещиноватые блоки. Характерной особенностью этого бассейна является высокая анизотропность фильтрационных свойств водовмещающих пород, представленных вулканогенными и вулканогенно-осадочными образованиями. Анизотропность водовмещающей среды проявляется в многообразии литологического состава, различной глубине проникновения экзогенной трещиноватости по литологическим разностям, тектонической раздробленности пород вдоль разломов, условиях питания и многих других факторах природно-геологического характера.

Питание подземных вод происходит, в основном, за счет инфильтрации атмосферных осадков на площадях выхода скальных отложений на поверхность. Подземный сток в глубоких частях бассейна трещинно-жильных вод перераспределяется по системам разломов. В приповерхностных частях преобладает радиальное направление подземного потока от бортов впадин к их центральным частям, где осуществляется разгрузка подземных вод путем стока в реки Шидерты, Карасу и в их более мелкие притоки, а также путем транспирации и испарения.

По условиям залегания и генезису выделяются следующие водоносные горизонты:

- горизонт аллювиальных среднечетвертичных - современных отложений;
- зона трещиноватости преимущественно осадочных живет-франских отложений;
- зона трещиноватости вулканогенно-осадочных пород жарсорской свиты;
- зона трещиноватости нижнесилурийских терригенных отложений.

В пределах месторождения Аяк-Коджан преимущественным развитием пользуются трещинные и трещинно-жильные подземные воды вулканогенно-осадочных пород жарсорской свиты (D1žr). Трещинный тип вод связан с экзогенной трещиноватостью пород, глубина проникновения которой достигает 60 м. Трещинно-жильный тип приурочен к маломощным зонам дробления и может достигать глубины 200-250 м.

По качеству воды ультрапресные с минерализацией 0,3-0,4 г/л, гидрокарбонатные натриево-калиевые, при этом водородный показатель в пределах 6,8-7,3 (воды нейтральные). Подземные воды относятся к мягким (общая жесткость 1,8-3,8 мг-экв/дм<sup>3</sup>) и пригодны для применения в любых теплоэнергетических установках. Воды не обладают сульфатной агрессией по отношению к бетону, низка и коррозионная агрессия к металлическим конструкциям, свинцовым и алюминиевым оболочкам кабелей.

По химической характеристике подземные воды соответствуют требованиям СанПиН 3.01.067/97 «Питьевая вода» и могут использоваться в хозяйственно-питьевых целях.

Классификация пород по взрываемости на месторождении «Аяк-Коджан» построена на основе классификации грунтов по СНиП, временной классификации пород по трещиноватости в массиве, межотраслевой классификации пород по взрываемости на основе расчетного удельного расхода ВВ (табл.1.1).

Таблица 1.1 – Классификация пород по взрываемости

Характеристика пород	Категория по взрываемости	Степень трещиноватости и взрываемости пород	Удельный расход ВВ кг/м <sup>3</sup>
1. Легко взрываемые песчаники коры выветривания	I	Чрезвычайно и сильно трещиноватые, легко взрываемые породы	0,2 – 0,45
2. Средне взрываемые: выветривание диоритовые порфириды, известняки туфы.	II	Средне трещиноватые породы, средней взрываемости	0,4 – 0,75

Продолжение таблицы 1.1

Характеристика пород	Категория по взрываемости	Степень трещиноватости и взрываемости пород	Удельный расход ВВ кг/м <sup>3</sup>
3. Трудно взрываемые мраморизованные известняки, затронутые выветриванием порфириды, туфы	III	Мало трещиноватые, трудно взрываемые породы	0,7 – 1,0
4. Весьма трудно взрываемые: Окремненные известняки незатронутые выветриванием диоритовые порфириды	IV	Практически монолитные весьма трудно взрываемые породы	1,0 – 1,2

На верхних горизонтах породы представлены корой выветривания. Ниже породы разрушены до мелких отдельностей, размер которых увеличивается с глубиной. Степень взрываемости пород находится в непосредственной зависимости от трещиноватости, чем выше трещиноватость пород, тем меньше энергии ВВ требуется на ее дробление и наоборот. Трещиноватость пород оценивается по классификации, разработанной Межведомственной комиссией по взрывному делу (МВК), таблица 1.2.

Таблица 1.2 - Трещиноватость пород

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (сложности) массива	Среднее расстояние между трещинами, м	Акустический показатель трещиноватости	Содержание (%) в массиве отдельностей		
				+30 0	+70 0	+100 0
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкообломочные)	0,1	0-0,1	100	0	0
II	Сильно трещиноватые (среднеобломочные)	0,1-0,5	0,1-0,25	10-70	30	5
III	Средне трещиноватые (крупнообломочные)	0,5-1	0,25-0,4	10-70	30-80	5-40
IV	Мало трещиноватые (весьма крупноблочные)	1-1,5	0,4-0,6	10	80-100	40-100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	1,5	0,6-1	0	100	100

#### 1.4 Горнотехнические условия разработки руд

Отработка карьера « Аяк-Коджан» ведётся уступами - 4,0 - 15 м.

Бурение вертикальных и наклонных взрывных скважин производится станками пневмоударного типа бурения Рос L8, JK-580, технические

характеристики буровых станков Ros L8, JK-580 представлены в таблицах 1.3, 1.4.

Доставка взрывчатых материалов на рабочие места производится автомашинами специально оборудованные для этих целей. Зарядание скважин производится вручную аттестованным в установленном порядке взрывперсоналом.

Таблица 1.3 - Технические характеристики бурового станка Ros L8

№	Наименование показателей	Ед. изм	Параметры
1.	Диаметр скважин	мм	110-178
2.	Глубина бурения	м	До 31,5
3.	Угол наклона скважин к вертикали	град.	5 <sup>0</sup> до 30 <sup>0</sup>
5.	Ход подачи става	м	8.1
6.	Крутящий момент	Нм	6200
7.	Частота	об/мин	20 - 40
8	Гидравлический вращатель		DHR 48H – 45
9	Дорожный просвет	мм	405
10.	Преодолеваемый уклон		20
11.	Тяговое усилие	кН	110
12.	Скорость передвижения	км/ч	3,4
13.	Скорость подачи	м/с	0,92
14.	Усилие подачи	кН	40
15.	Рабочее давление компрессора	бар	25
16.	Мощность двигателя	кВт	431

Таблица 1.4 - Технические характеристики бурового станка JK-580

№	Наименование показателей	Ед. изм	Параметры
1.	Диаметр скважин	мм	90-165
2.	Глубина бурения	м	До 18
3.	Угол наклона скважин к вертикали	град.	5 <sup>0</sup> до 30 <sup>0</sup>

Продолжение таблицы 1.4

№	Наименование показателей	Ед. изм	Параметры
4.	Ход подачи става	м	3
5.	Крутящий момент	Нм	4500
6.	Преодолеваемый уклон		30
7.	Скорость передвижения	км/ч	2
8.	Скорость подачи	м/с	0,92
9.	Усилие подачи	кН	30
10.	Рабочее давление компрессора	бар	19

Взрывные работы выполняются подрядной организацией ТОО НПП «Интеррин», в строгом соответствии с требованиями настоящего типового проекта производства буровзрывных работ и действующих нормативных документов и инструкций по производству взрывных работ.

Зарядка скважин производится в ручную. Забойка скважин производится в ручную.

При производстве взрывных работ в карьере применяется метод скважинных зарядов, при этом диаметр скважин 90 – 165 мм, ЛНС - 4м., коэффициент заряжения скважин – 0,8.

Взрывание скважинных зарядов осуществляется неэлектрическими системами взрывания (НСВ). Взрывная сеть монтируется НСВ, ДШ или их комбинацией. Иницирование взрывной сети предусматривается от стартовых устройств DS2 или аналогичных допущенных к постоянному промышленному применению на территории РК.

#### Виды применяемых ВВ

Выбор ВВ производится исходя из физико-механических свойств горных пород и обводненности забоев, с учетом необходимой механизации заряжения и достижения максимально возможной объемной концентрации энергии заряда.

Основные виды ВВ, рекомендуемые для применения на открытых горных работах и их свойства приведены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 - Основные виды ВВ

Наименование ВВ	Расчетные характеристики			
	Теплота взрыва ккал/кг	Насыпная плотность, г/см.куб	Работоспособность	Скорость детонации, км/сек
Интерит 40	3573	1,25	3376	5,7-5,8
Игдарин ЭГА	3640	0,96	3345	5,5-5,6

На карьере применяются гранулированные взрывчатые вещества собственного производства ТОО НПП «ИНТЕРРИН»: для сухих скважин применяется ВВ Интерит 20П, Игдарин ЭГА; для обводненных скважин применяется ВВ Интерит 40.

В настоящее время на руднике, при производстве взрывных наблюдается повышенный удельный расход ВВ, несмотря на это выход негабаритных кусков достигает до 10%, что значительно влияет на последующие технологические процессы добычи руды.

### 1.5 Задачи исследования

Качество взрывных работ определяется равномерностью, а также степенью дробления горного массива, параметрами развала взорванной массы. Данные факторы влияют на производительность всех последующих технологических процессов горных работ. Использование новейшего оборудования для погрузки и транспортировки руды, мобильных установок для дробления и сортировки требуют жесткого контроля качества подготовки горной массы к взрыву, так как это непосредственно влияет на показатели производительности данного оборудования.

В настоящее время буровзрывным работам уделяется огромное внимание, однако до сих пор основной преградой к повышению показателей производительности труда, уменьшению себестоимости выемки и повышению объемов добываемой руды, является некачественное, неравномерное дробление, которому сопутствует повышенный выход крупных, некондиционных фракций полезного ископаемого и отклонение параметров уступа от проектных значений. Исходя из этого, управление качеством и характеристиками подготовки горной массы к взрывным работам на открытых горных работах является значительной практической задачей. В настоящее время, несмотря на

большой объем исследований в данной области, вопрос влияния параметров буровзрывных работ на регулирование качеством дробления горной массы с помощью остается открытым[4].

Задачами исследования являются:

- анализ исследований по увеличению качества дробления горной массы;
- анализ исследований по созданию предварительного напряжения в горном массиве;
- разработка технологии создания предварительного напряженного состояния в массиве;
- проведение опытно-промышленных испытаний;
- анализ данных опытно-промышленных испытаний и выдача рекомендаций.

## **2 АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ КАЧЕСТВА ДРОБЛЕНИЯ РУДЫ**

Качество взрывных работ и дробления горной массы значительно влияет на экономические показатели всех технологических процессов добычи полезных ископаемых.

Определение оптимальных параметров степени дробления и выхода негабаритных кусков заключается в следующем:

а) определяется зависимость между принятым показателем степени дробления и основными технологическими процессами,

б) устанавливаются экспериментальные и полуэмпирические зависимости затрат на каждый процесс от принятого показателя степени дробления,

в) минимизируется функция общих затрат на разработку  $1 \text{ м}^3$  горной массы на все процессы добычи и устанавливается оптимальная величина показателя степени дробления при наименьшей себестоимости.

Учитывая удельный расход ВВ, а также исходя из геометрических соображений, определится количество скважин или шпуров и их расположение в горном массиве. Обычно определяется величина забойки, перебура и недозаряда скважин, а также коэффициент сближения. Исходя из этого, удельный расход ВВ является важнейшим показателем для определения параметров БВР и расхода взрывчатых веществ на дробление горного массива.

Изменение любого параметра буровзрывных работ влияет не только на качества дробления, но и влечет изменение остальных параметров БВР. Например, увеличение удельного расхода взрывчатого вещества повлияет на сетку расположения скважин или диаметра заряда, следовательно, потребует изменение величины забойки или величины перебура. Отсюда следует, что определяя зависимость изменения степени дробления горного массива при изменении удельного расхода взрывчатого вещества, надо принимать во внимание последующее влияние на дробление изменение диаметра заряда или сетки расположения скважин и т.д. Поэтому, для целого ряда параметров БВР невозможно определить влияние на качество дробления горной массы каждого из них в отдельности, не изменяя при этом значений других параметров.

Среди всех способов повышения качества дробления горного массива с помощью энергии взрыва можно выделить 4 значительных направления:

1. перераспределение энергии взрыва между фугасными и бризантными формами для повышения последних;
2. повышение доли энергии взрыва, преобразуемой ударной волной в породу;
3. обеспечение условий для оптимальной работы волн напряжений, распространяющихся в горном массиве;

4. определение расположения зарядов взрывчатых веществ в горном массиве.

Распространенным методом улучшения качества дробления горной массы, является короткозамедленное взрывание. Несмотря на обширное применение КЗВ, вопрос физической природы повышения качества дробления при короткозамедленном взрывании остается открытым. Группа исследователей полагает, что при КЗВ взрыв первых зарядов вызывает разрушение массива и возникают плоскости обнажения, от которых отражается волна напряжения следующих зарядов, производя дополнительное дробление горного массива. Остальные ученые определяют улучшение дробления пород при использовании КЗВ на основе интерференции прямой и отраженной волны, взаимодействия ударных волн. Друкованный и Лангефорс предполагают, что при КЗВ происходит суммирование смещений частиц среды или напряжений, или скоростей колебаний частиц массивного массива. Исследователь К.Хино полагает, что дополнительные плоскости обнажения при короткозамедленном взрывании вызывают значительный боковой распор, приводящий к повышению качества дробления.

Анализируя направления повышения качества дробления горной массы с помощью энергии взрыва можно отметить следующее:

А) Использование различных радиальных зазоров исходя из технологических затруднений наврядли подходит для крупномасштабных взрывовых работ. Данный метод наиболее применим при специальных ВР, направленных на добычу драгоценных и полудрагоценных полезных ископаемых, и также гладкого откола в стройработах.

Аналогично ситуация обстоит и с методом повышения качества дробления горной массы с помощью оконтуривающего вруба [5].

Б) Несмотря на то, что рациональность использования осевых воздушных промежутков подтверждена теоретически и импирически многими учеными, использование их на практике нужно решать в плотной связи с требованиями механизации ВР при зарядании скважин как на открытых, так и на подземных работах [6].

В) Важным способом повышения качества дробления горного массива является использование наклонных скважин. Тем более, данный метод позволяет решить технологическую проблему проработки подошвы уступа. Но нужно отметить, что в настоящее время бурение существующими станками наклонных скважин менее эффективно и производительно, чем бурение вертикальных.

Г) Широкое применение КЗВ свидетельствует, что данный метод повышения качества дробления горной массы является наиболее важным. Но, как показывают исследования данного вопроса, оптимальный интервал замедления устанавливается на основе конкретных условий. Бергман и Лангефорс считают важнейшим из этих условий - расстояние между взрываемыми зарядами [7].

Д) Определение схемы коммутации зарядов устанавливается исходя из технологической необходимости изменения направления отбойки или ориентацией систем трещиноватости.

Независимо от значительно различных подходов в оценке влияния свойств ВВ на дробящее действие энергии взрыва, исследователи первого и второго рассмотренных направлений сходятся во мнениях в том, что важнейшим фактором, решающим задачу повышения качества дробления горного массива, является использование ВВ с высокой объемной концентрацией энергии. Данное мнение базируется на том, что повышение удельных затрат энергии взрывчатого вещества на отбойку горной массы соответственно приводит к повышению качества дробления горной массы. Тем не менее, интенсивность дробления с увеличением удельных затрат энергии падает. Это свидетельствует об уменьшении доли затрат энергии взрыва на разрушение, то есть о перераспределении энергии на другие формы работы взрыва [8].

Л.И.Барон и Г.П.Личели, исходя из проведенных исследований делают вывод, что для наиболее продуктивного применения энергии взрыва и получении оптимальных показателей дробления требуется равномерное насыщение энергией взрывчатого вещества.

Все вышеизложенное обуславливает необходимость исследования зависимости качества дробления взорванной массы от параметров буровзрывных работ, связанных с распределением определенного количества энергии в единице объема горного массива. К данным параметрам относятся высота колонки заряда, диаметр скважины, сетка расположения скважин.

Изучая материалы, относящиеся к вопросу исследования влияния диаметра заряда на качество дробления горного массива, отмечаем, что большое количество ученых, базируясь на импирическом материале, выделяют улучшение качества дробления горного массива при уменьшении диаметра заряда ВВ.

Величина перебура устанавливается исходя из условия требуемой проработки подошвы уступа и напрямую зависит от физико-механических свойств массива, применяемого взрывчатого вещества, диаметра заряда, параметров уступа и линии сопротивления по подошве.

Высота колонки заряда определяется в зависимости от величины перебура, размера забойки и высоты уступа. Анализируя варианты этих 3 параметров, необходимо учитывать, что высота уступа определяется на основе требований, предъявляемых погрузочным оборудованием, системой разработки и является величиной постоянной для определенного предприятия

Актуальные предположения о процессе взаимодействия взрыва с забойкой базируются на разных факторах сопротивляемости материала забойки. Это вызвало возникновение различных рекомендаций по выбору ее эффективной длины. Тем не менее, большое число исследователей сходятся во мнении, основанном на результатах практических наблюдений, о выборе

самой эффективной длины забойки для первого взрываемого ряда скважин, основываясь на неравенстве длины забойки и линии наименьшего сопротивления, где длина забойки меньше ЛНС.

Для последующих рядов в этом неравенстве вместо значения линии наименьшего сопротивления используется величина расстояния между рядами взрываемых скважин.

Материал забойки оказывает значительное влияние на ее качество, но на предприятиях его выбор имеет экономическое обоснование и в большинстве случаев ограничен.

Сетка скважин определяется расстоянием между скважинами в ряду и между рядами скважин. Отсюда следует, что одним из параметров, который оказывает влияние на дробление горного массива, является относительное сближение зарядов.

Зависимость коэффициента сближения зарядов и качества дробления горной массы оценивается учеными неоднозначно: одни отстаивают мнение наиболее равномерного насыщения взрываемого блока энергией взрывчатого вещества, что возможно при коэффициенте сближения равном 0,9-1,2, другие рекомендуют увеличивать коэффициент до 2, а в некоторых работах до 3.

Схема коммутации определяется физико-механическими свойствами горного массива, точнее – трещиноватостью пород, соответственно оптимальные значения коэффициента сближения устанавливаются для конкретных условий, принимая во внимание технологические и природные факторы.

Исходя из вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Возможность влияния на качество дробления горного массива существует при изменении любого параметра буровзрывных работ.

2. Техника и технологии ведения БВР, а также физико-механические свойства горного массива на каждом конкретном горнодобывающем предприятии, сильно ограничивают диапазон изменения параметров буровзрывных работ. Например, при повышении удельных энергозатрат, что повсеместно применяется как в нашей стране, так и на зарубежных предприятиях, коэффициент сближения и схема коммутации не меняются, так как оптимальные значения данных параметров зависят от физико-механических свойств горного массива. Высота колонки заряда и величина забойки меняются в прямой зависимости от изменения расстояний между последовательно взрываемыми рядами скважин, при этом не влияя на качество дробления горного массива.

Следовательно, только сетка бурения скважин и удельные энергозатраты могут изменяться в широком диапазоне. Соответственно, данные параметры БВР являются наиболее значимыми параметрами буровзрывных работ для повышения качества дробления горного массива.

Исходя из этого, расчеты параметров буровзрывных работ на определенный грансостав взорванной горной массы должны базироваться на

инвариантах, остающихся постоянными вне зависимости от нагрузки и свойств горных пород.

Параметры заряжения отбойных скважин и их расположения устанавливаются исходя из равномерного распределения в разрушаемом горном массиве определенного количества взрывчатого вещества, требуемого для достижения необходимых показателей взрывных работ.

Важнейшим показателем, влияющим на эффективность взрывных работ, является удельный расход взрывчатого вещества, значение которого зависит от свойств и структурных особенностей горного массива, размера кондиционной фракции и требуемого выхода негабаритных кусков горной массы. Также на величину удельного расхода взрывчатого вещества влияет изначальное содержание в отбиваемом горном массиве естественных породных отдельностей некондиционных размеров.

## **2.1 Исследования по созданию предварительного напряженного состояния в массиве**

В результате взрыва зарядов взрывчатых веществ, в горной породе образуется поле напряжений за счет переданного ей импульса. Величины данного импульса для сосредоточенного и удлиненного зарядов разные. Расчет этой величины производится по методике О.Е. Власова.

Условия к расчетным схемам основываются на следующих предположениях:

- мгновенное происхождение детонации, чего в реальности не происходит;
- окружающая среда не оказывает сопротивления, что тоже не действительно в реальности.

В связи с тем, что горный массив в карьере отрабатывается постепенно, в результате ряда взрывов, нагрузки на него оказываются систематически с определенной периодичностью еще до производства непосредственно на него основного взрыва для отрыва и дробления его объема. Следовательно, каждый из участков еще до его взрывания предварительно напряжен. В результате данной технологии подготовки и выемки пород, массив находится в постоянно изменяющемся напряженно-деформированном состоянии. Оперативные способы оценки этого состояния не разработаны до настоящего времени.

Снижение прочности может стать результатом начального нагружения. В качестве примера можно привести мрамор, предел прочности которого составил 100-700 кгс/см<sup>2</sup>, вместо 700-800 кгс/см<sup>2</sup> при статическом нагружении. По всей вероятности, это объясняется сосредоточением напряжений у макро- и микродефектов и дислокаций. Энергии для разрушения подобного образца требуется значительно меньше.

Начальные нагружения горных пород создают условия для повышения коэффициента полезного действия взрыва. Данное повышение наблюдается

при различных соотношениях скоростей детонации заряда и волны напряжения.

В связи с тем, что подготовка горной массы к взрывам на карьерах производится при многорядном расположении взрывных скважин, действие подобного взрыва даже при короткозамедленных взрывах, особенно для последнего ряда зарядов, следует рассматривать как взрывание в полупространстве с одной обнаженной поверхностью. В таком случае можно выделить две зоны – зону сжатия вблизи заряда и зону пластичных деформаций за ней. Обе зоны располагаются в пределах 3-5 радиусов заряда.

Зона от 3 до 20 радиусов заряда является зоной первичного трещинообразования. В данной зоне порода разрушается под воздействием тангенциальной составляющей растягивающих напряжений с величиной больше предела прочности на растяжение.

Зона в пределах 15-20 радиусов заряда не вызывает трещинообразования до тех пор, пока волна напряжений не достигает обнаженной поверхности. А поскольку она отсутствует, растягивающие напряжения меньше предела прочности и после воздействия волны естественные трещины смыкаются. В следствие чего можно рассматривать как сплошную среду с дефектами. Если же обнаженная поверхность находится на расстоянии до 100 радиусов заряда, разрушения могут быть вызваны волной в момент ее отражения от обнаженной поверхности, так как в точке отражения она является волной растяжения, а у поверхности предел прочности на растяжение ниже предела прочности на растяжение в безграничной среде. Т.е. происходит образование откольной воронки при большом расстоянии до обнаженной поверхности. А при расстояниях от 40 до 60 радиусов заряда образуется взрывная воронка.

За пределами линии взрывных скважин появляются трещины и заколы. Разрушения в тыл массива за линией последнего ряда на поверхности могут достигать 200 радиусов заряда на уровне подошвы уступа; до 40 радиусов заряда - при высоких уступах и до 60 радиусов заряда - при низких; а в сторону перебура - на 10-15 радиусов заряда ниже его. Это обосновано большими смещениями. И смещения напрямую зависят от массы и количества одновременно взрываемых зарядов [9].

Как показали эксперименты, трещинная пустотность (или объем трещин) после воздействия на массив взрыва увеличивается за линией крайнего ряда скважин и достигает 2-10%. Энергии, образованной при массовой отбойки, достаточно для образования заколов и трещин на расстоянии более 90 радиусов заряда. Как правило, они проявлены на поверхности уступа. Их длина составляет 25-30 м, а в глубину они простираются на 2/3 уступа. А.Н. Ханукаев произвел эксперименты, в результате которых с помощью установки вибрографов определены скорости смещения в глубине массива [10].

Измеренные значения скоростей на границе трещинообразования оказались ниже поверхностных. Так, на расстоянии 25-30 м скорости в

глубине и на поверхности находятся в соотношении  $V_{\text{гл}} = (0,5-0,6) V_{\text{пов.}}$ , а на расстоянии более 30 м -  $V_{\text{гл}} = (0,3-0,4)V_{\text{пов.}}$ . Это подтверждает распределение поля скоростей, построенного по итогам опытных взрывов.

### 3 СОЗДАНИЕ НАЧАЛЬНОГО НАПРЯЖЕНИЯ В МАССИВЕ

Процесс разрушения горных пород взрывом происходит в незначительные промежутки времени, находится в прямой зависимости от множества факторов и вызывает много сложностей для исследования. Единой теории процесса разрушения пород взрывом на данный момент не существует. Исходя из того, что при взрыве разрушение пород в основном происходит за счет энергии волн напряжений, действие взрыва одиночного сосредоточенного заряда в неограниченной однородной среде можно представить в следующем виде. Во время взрыва огромное давление продуктов взрыва мгновенно воздействует на стенки зарядной камеры и происходит возникновение ударной волны. Возрастание напряжения сжатия на фронте ударной волны происходит скачком и скорость распространения данной волны больше скорости звука в горном массиве. Напряжения, возникающие на фронте волны у стенок зарядной камеры на несколько порядков больше сопротивления раздавливанию даже самых крепких пород. Частицы горного массива приобретают радиальные движения и смещаются вслед за фронтом ударной волны. Давление в зарядной камере снижается после прохождения ударной волны, и порода вблизи заряда расширяется в направлении центра заряда и разгружается. В итоге появляется зона значительно деформированной породы. С удалением от заряда энергия взрыва рассредотачивается по все увеличивающейся массе горного массива, в результате чего удельная энергия существенно уменьшается. Напряжения сжатия стремительно уменьшаются с ростом расстояния [11].

Важнейшей целью при производстве взрывных работ является получение горной массы заданного гранулометрического состава. Достижение данной цели базируется на основе изучения механизма разрушения среды при приложении импульсивных нагрузок, позволяющем определить наилучшие параметры импульса в заданных горно-геологических условиях. Волны напряжения являются основополагающими в механизме разрушения горных пород взрывом

Авторами работ [12,13] была разработана методика расчета параметров волн напряжения. Эта методика получила развитие в работах [14,15,16], также автор работы [14] предпринял попытку учесть скорость детонации и реальную длину заряда. Алгоритмы и программы, рассмотренные автором, были сильно ограничены типами вычислительной техники и были не совсем предназначены к большому объему расчётов.

Автор произвел расчеты геометрических параметров волнового фронта, который возникает вокруг заряда цилиндрической симметрии, ввёл и эмпирически определил скорость уменьшения конического участка волнового фронта. Тем не менее, на стадии определения влияния конструктивных параметров заряда цилиндрической симметрии на формирование поля напряжений в безграничной среде, он не принял во внимание такой важный параметр как диаметр заряда. В итоге, предлагаемый

расчёт предоставляет лишь возможность качественно оценить форму волнового фронта, в зависимости от скорости детонации и длины заряда.

Автор работы [15] устранил эти недостатки, однако исследовал процесс формирования поля напряжений от удлинённого заряда, что не в полной мере описывает настоящую картину влияния напряжений на разрушение горного массива, так как на практике повсеместно применяется групповое взрывание скважинных зарядов.

В работе [16] описана методика численного расчета параметров волнового поля напряжений от 4 скважинных зарядов. Однако, это методика принимала во внимание такие значимые параметры буровзрывных работ, как количество точек инициирования и направление инициирования. Помимо этого, определялись только радиальные напряжения или составляющие волны напряжений по координатным осям, что усложняло анализ по всему расчётному полю.

Для нашего случая в карьере используется для разрушения горных пород два ряда взрывных скважин или три ряда взрывных скважин. Изучив подробнее используемую технологию разрушения горных пород на нашем карьере, нами было сделано предложение по классической технологии учета начальных напряжений получаемых от взрыва первого ряда скважин, что дало нам возможность уточнить время замедления второго ряда взрывных скважин.

Рассмотрев подробней процесс разрушения горных пород, мы видим, что при замедлении начала взрыва второго ряда используется начальное напряжение, только на участке между первым и вторым рядами взрывных скважин, причем большая часть участка разрушается раздавливанием породы мощной взрывной волной, во много раз превышающей предел прочности, а на остальной части возникают замкнутые трещины, которые при взрывании следующего ряда скважин не способствуют измельчению, а в промежутке между бортом карьера и первым рядом взрывных скважин горная порода разрушается волной растяжения, которая возникает при отражении взрывной волны от свободной поверхности бота карьера.

Для использования начального напряжения с целью измельчения горной породы при взрыве скважин предлагается схема расположения скважин показанных на рисунке 3.1.

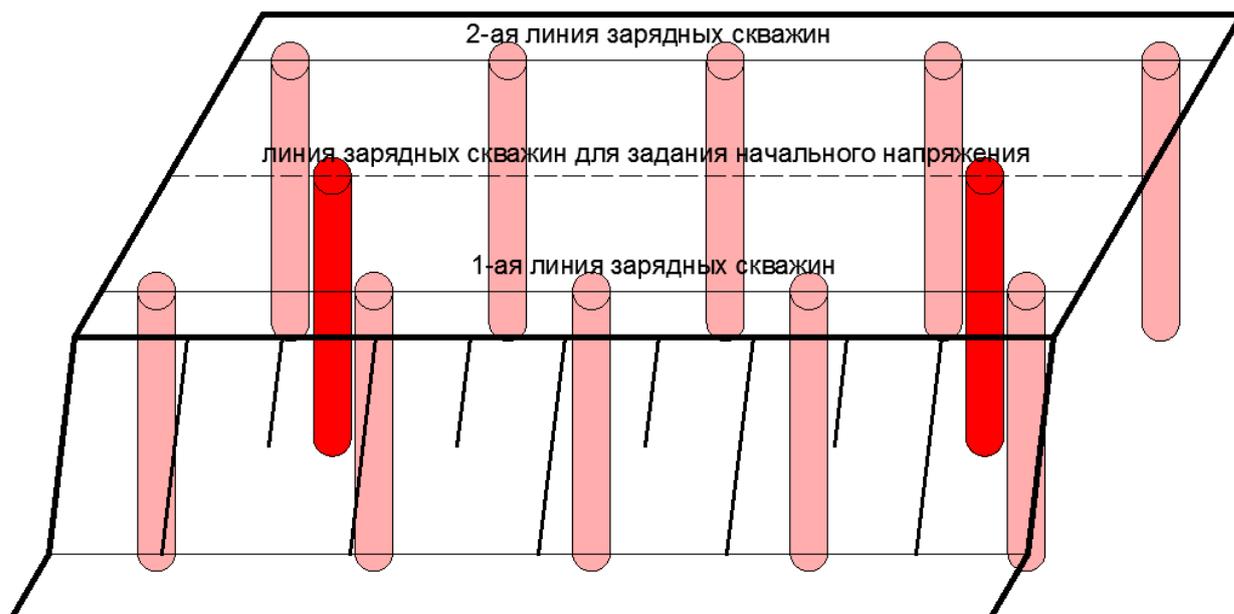


Рисунок 3.1 - Предлагаемая схема расположения скважин

С целью создания начального напряжения на всей площади отбойки, предназначенной для разрушения, создается дополнительный ряд зарядных скважин, причем мощность взрыва дополнительных скважин не должен превышать предел прочности разрушаемых горных пород. ЛНС скважин определяется для каждого случая отдельно с учетом горно-геологических условий месторождения и радиусов зон. Расстояние до дополнительного ряда скважин и расстояние между скважинами выбирается с учетом ЛНС первого ряда скважин и все отбойные скважины по поверхности должны быть равноудалены от этих скважин. Таким образом, создается упругая волна напряжений, не разрушающая горную породу, а создающая начальные напряжения.

Взрыв первого ряда взрывных скважин должен быть произведен в момент, когда волна первого взрыва зарядов линии скважин для создания начального напряжения пройдет первый ряд взрывных скважин. Полученный при КЗВ эффект обеспечит интерференцию волн напряжения, что облегчит его действие и увеличит эффект разрушения, производимого в массиве.

Время (интервал) замедления определяется [17,18,19] по формуле

$$t = \frac{\sqrt[2]{a^2 4 W^2}}{g_\gamma}, \quad \text{млс} \quad (3.1)$$

где  $a$  - расстояние между зарядами, м;

$W$  - сопротивление по подошве (ЛНС или СПП), м;

$g_\gamma$  - скорость распространения волны напряжений в массиве, м/с.

При использовании предлагаемой технологии КЗВ необходимо принимать равным 30 м/с.

### 3.1 Определение уровня и скорости роста предельного напряжения

Действие взрыва вызывает в грунтах быстропротекающие механические процессы: возникновение взрывной газовой камеры в весьма короткие промежутки времени (иногда в тысячные доли секунды), давящей на окружающий ее грунт с огромной силой (порядка десятков тысяч мегапаскалей), обуславливает зарождение и движение взрывных волн, изменяющих во времени напряженное состояние массива грунта и движение частиц его со скоростью, меняющейся от нескольких тысяч метров в секунду до нуля.

Для нашего случая взрывная камера представляет собой скважину глубиной 9,6 метров, вместимость 1м скважин  $P = 21$  кг., вес заряда в скважине  $Q_{\text{СКВ}} = 161,3$  кг. Энергия, выделяемая 1 кг применяемого взрывчатого вещества  $E_{\text{п}} = 3904,24$  ккал/кг. Тогда полная потенциальная энергия одной скважины равна  $E_{\text{п}} = 629753,9$  кДж/кг, со скоростью детонации 5476 м/с., которая является скоростью нарастания начальной нагрузки на стенки скважины.

С одной стороны скважины эта нагрузка прилагается на объем горного массива, одна сторона которого, является откосом уступа, т.е. свободна от нагрузки.

По противоположной стороне взрывная ударная волна, исходящая от взрыва задает импульс частицам грунта, скорость которых вычисляется по формуле [3]

$$v = \sqrt{\frac{2\eta q Q V}{\rho V}}, \text{ м/с} \quad (3.2)$$

где  $\eta = 0,05$  - коэффициент полезного действия взрыва на сброс;

$q = 1,17$  - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$Q = 3904,24$  - удельная теплота взрыва, кДж/кг;

$\rho = 2800$  - плотность горной породы, кг/м<sup>3</sup>.

Подставляя в формулу характеристики ВВ Игдарин ЭГА, используемого на руднике, получим скорость частиц:  $v = 0,40$  м/с.

Скорость частиц дает нам возможность посчитать кинетическую энергию

$$E_{\text{к}} = \frac{mv^2}{2}, \quad (3.3)$$

затраченную на отбрасывание взрывом первого слоя грунта объемом  $V = 100,8 \text{ м}^3$ , которая равна  $E_k = 22,6 \text{ кДж}$ . Объем выделяемой энергии скважинного заряда  $E_{\text{скв}} = 629753,9 \text{ кДж}$ .

Для определения количества энергии взрыва расходуемой для разрушения полупространства, находящееся против отброшенной части отвала, из общей энергии взрыва вычтем расходуемую в виде кинетическую энергии и получим  $E_{\text{ост}} = 629731,3 \text{ кДж}$ .

Получив количество энергии, расходуемое на полупространство – это дает возможность определить его дальнейшее рассредоточение.

В связи с чем, определим радиусы зон действия взрывной волны по классической схеме [4]. В работе рассматривает три зоны действия взрывной волны:

- зону пластического течения и интенсивного сжатия в  $3-7 R_0$ , что вполне соответствует первой зоне;

- зону упруго-пластических деформаций до  $120-150 R_0$ ;

- зону упругих деформаций более  $150 R_0$ .

В нашем случае  $R_0 = 0,0825 \text{ м}$  и соответственно:

- радиус зоны пластического течения и интенсивного сжатия  $R_1 = 0,5775 \text{ м}$ ;

- радиус зоны упругопластических деформаций  $R_2 = 9,9 \text{ м}$ ;

- радиус зоны упругих деформаций  $R_3 = 12,375 \text{ м}$ ;

Зная радиусы соответствующих зон, подсчитаем сколько энергии расходуется в каждой из зон воздействия взрывной ударной волны, для чего необходимо определить площадь воздействия фронта волны для каждой из зон. В нашем случае, исследуется полупространство площади уступа, причем фронт волны будет равен боковой поверхности полуцилиндра в начальный момент взрыва, затем фронт детонационной волны, имея форму боковой поверхности полуцилиндра со временем увеличиваясь по площади пропорционально скорости ударной волны и достигая свободной поверхности уступа она отражается от свободной поверхности уступа создавая волну растяжения под действием которой, отбрасывается полоса грунта.

На основании вышеизложенного площади фронтов для каждой зоны будут равны:

1. при  $R=0,5775 \text{ м}, h=9,6 \text{ м}. S_1 = 2\pi rh/2 = 17,41 \text{ м}^2$ ;

2. при  $R=9,9 \text{ м}, h=9,6 \text{ м}. S_2 = 2\pi rh/2 = 298,43 \text{ м}^2$ ;

3. при  $R=12,375 \text{ м}, h=9,6 \text{ м}. S_3 = 2\pi rh/2 = 373,03 \text{ м}^2$ .

Так как определена площадь воздействия волн  $S_1, S_2, S_3$  (рисунок 3.2) и известен предел прочности  $\sigma_n$  диабазового порфирита, равный  $400 \text{ МПа}$  (основные горные породы, составляющие массив), то можно определить количество энергии  $E$  затраченное на механическое воздействие в каждой зоне:  $E_1 = S_1 \sigma_n = 6,964 \text{ кДж}$ ;  $E_2 = S_2 \sigma_n = 119,372 \text{ кДж}$ ;  $E_3 = S_3 \sigma_n = 149,212 \text{ кДж}$ .

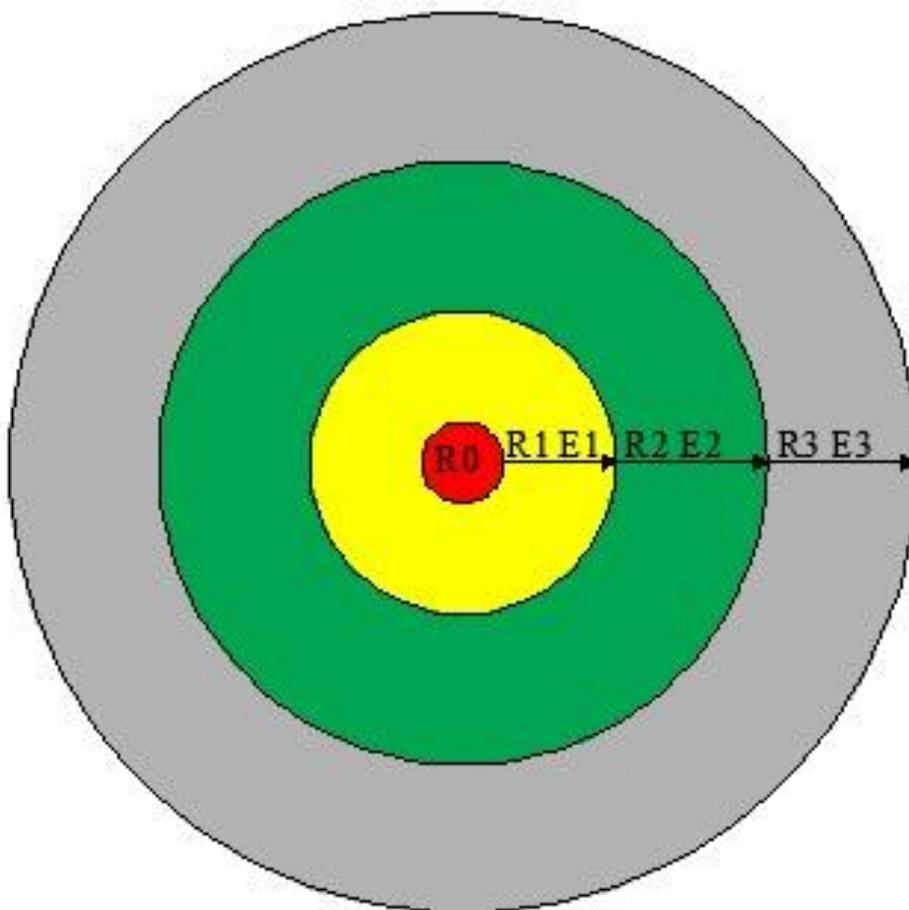


Рисунок 3.2 – Области разрушения

Далее из  $E_{\text{ост}} - E_1 + E_2 + E_3 = 11811,32$  кДж – полученное количество энергии, расходуемое на упругие деформации за  $R_3$  – являются начальными напряжениями. Как видно, начальное напряжение  $\sigma_n = 11811,32$  кДж составляет большую часть энергии взрыва перешедшее во внутреннее начальное напряжение горного массива, которое меняет характеристики грунта. Учет уровня начальных напряжений, образовавшихся в результате предыдущего взрыва, даст возможность снизить размеры гранулометрический состава породы.

С учетом радиуса зон действия взрывной волны и полную потенциальную энергию взрыва, получена зависимость распределения энергии взрыва по зонам (рисунок 3.3).

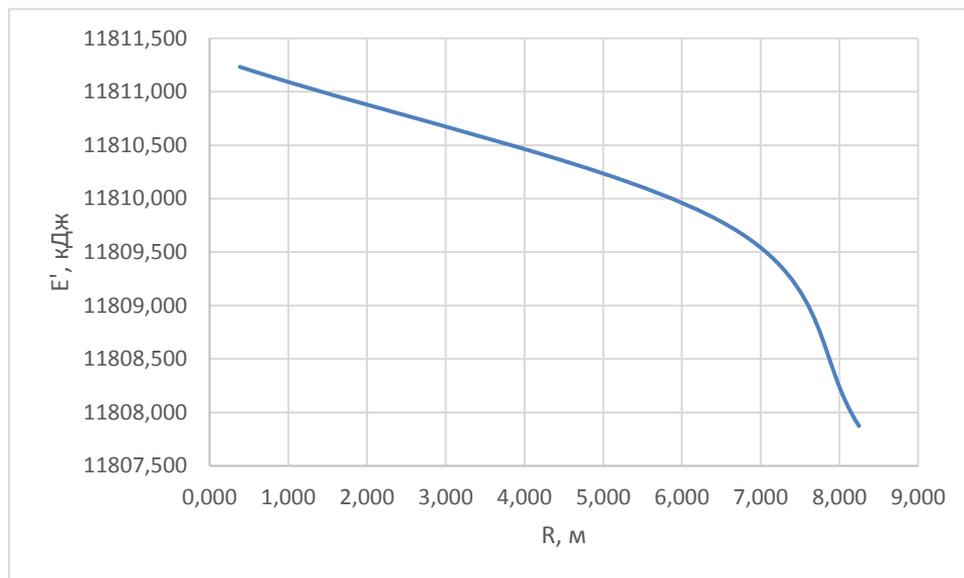


Рисунок 3.3 – Распределения энергии взрыва по зонам

Зная радиусы зон действия взрывной волны и уровень начальных напряжений в упругой области можно получить необходимое качество дробления с помощью регулирования интервалом замедления при КЗВ.

Интервал замедления при КЗВ определяется по формуле:

$$t = AW, \text{ мс} \quad (3.4)$$

где  $W$  - величина ЛНС, м;

$A$  – коэффициент, зависящий от свойств взрываеваемой породы (для очень крепких горных пород: граниты, порфириды и др. 3; крепких: песчаник, железистые кварциты и др.4; средней крепости: известняк, мрамор, магнезит, серпентинит и др. 5; мягких пород: мергель, глинистые сланцы, аргиллиты, алевролиты и др.6), мс/м.

Для расчета интервала замедления при КЗВ без учета начального напряжения для условий объекта исследования приняты  $W=4,5$ м, основные горные породы – песчаники и алевролиты.

Тогда,  $t = 6 \times 4,5 \text{ м} = 27 \text{ мс}$ .

С учетом начального напряжения, когда, в результате взрыва первого ряда скважин, в горных породах создается предварительной напряжение, а прочность пород уменьшается пропорционально, то на этом промежутке коэффициент  $A$  увеличивается на 25% и составит 7,5.  $A=7,5$

Тогда,  $t = 7,5 \times 4,5 = 34, \text{ мс}$ ,

т.е. для условий участка месторождения Аяк-Коджан, для получения качественного дробления необходимо принимать интервал замедления 34 мс.

Обработкой данных расчета, были получены зависимости интервала замедления с учетом величины ЛНС для различных горных пород (рисунок 3.4) и скорости распространения необходимого напряжения.

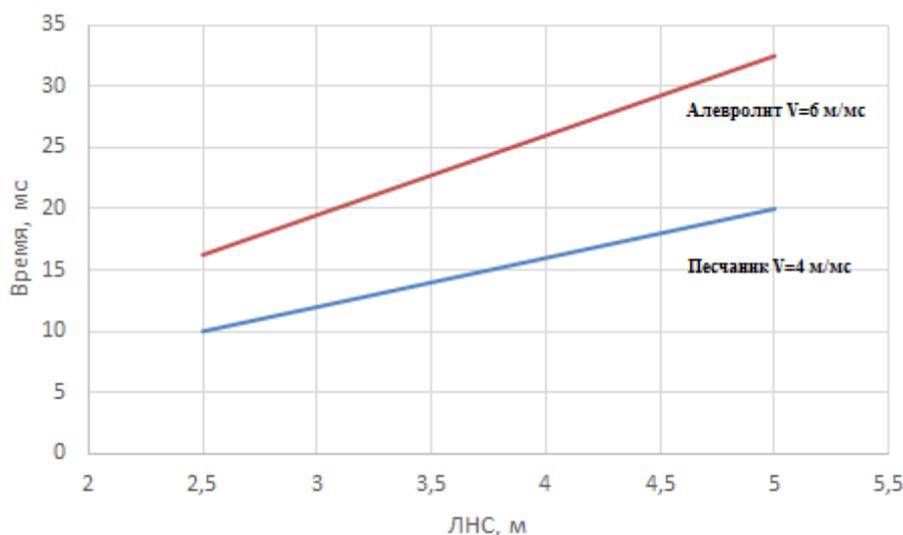


Рисунок 3.4 – Зависимость интервала замедления с учетом величины ЛНС для различных горных пород и скорости распространения ударной волны создающей на своем пути поле начальных напряжений

Как видно из графика, для разных горных пород и величины ЛНС интервал КЗД и скорость роста начального напряжения изменяется. Для условий месторождения, когда в отбиваемом массиве преобладает алевролиты скорость распространения начальных напряжений составляет 6м/мс, а интервал замедления принимать 34 мс.

### 3.2 Определение начального напряжения для получения необходимого дробления отбитой руды

Взрывные работы, производимые на карьере применительно к времени нагружения окружающих массив участков, можно рассматривать как одномоментно нагруженные, в том числе и в случае короткозамедленного взрывания, а также как периодически нагруженные от одного массового взрыва к другому.

В этой связи целесообразно проанализировать имеющийся экспериментальный материал, в том числе, полученный в лабораторных условиях, с позиций разупрочнения массива горных пород.

Горные породы, подвергнутые нагружению до стадии разрушения, приобретают свойство усталости, степень которого находится в прямой зависимости от усилий начального нагружения и их частоты.

Образцы прямоугольной формы и цилиндры из железистых кварцитов, бетона, и песчаников подвергались взрывному нагружению. После каждого нагружения измеряли Ср с помощью прибора ДУК-20 (применяемого для исследования материалов ультразвуковым методом). Установлено, что с увеличением числа взрывных нагрузок Ср уменьшается в 1,5-2 раза. Одновременно определяли и деформационные характеристики  $\epsilon$ , по которым рассчитывали E и  $\mu$ .

Было установлено, что продольные деформации с увеличением числа взрывов от 1 до 5 снижаются и в зависимости от уровня предварительного нагружения, т.е.  $\sigma_{\max}/\sigma_{\min} = K_n$  растут и более интенсивно чем больше  $K_n$ , а поперечные деформации от тех же факторов растут еще больше. Так, при  $K_n = 0,55$  при 1 взрыве и 5 взрывах  $\varepsilon_{\text{прод}}$  растут в 1,3 раза, а  $\varepsilon_{\text{поп}}$  - в 2,5 раза. Замечена также общая тенденция роста  $\mu$  с увеличением числа взрывов и повышением  $K_n$ , а прочность пород уменьшается на 45-50%.

Экспериментально установлено, что после двукратного взрывного нагружения в образцах появляются микротрещины, но они не ориентированы (направлены в различных направлениях), а при последующем нагружении они расширяются и наблюдаются новые ветвящиеся трещины, т.е. образуется два вида дефектов:

- система незамкнутых микротрещин;
- система замкнутых микротрещин.

При взрывном дроблении первая не препятствует дроблению, а вторая препятствует. Следовательно, существует оптимум усталостного нагружения. Как показали эксперименты по определению среднего диаметра куска  $d_c$  после разрушения предварительно нагруженные образцов, лучший эффект был достигнут при 2-3 циклах. Также установлено, что лучший эффект усталостного нагружения реализуется при интервалах с замедлением до 4 мс и напряженно-деформированное состояние должно отражаться на взрываемости горных пород, выраженной через удельный расход ВВ. Следует иметь в виду, что если в результате предыдущих взрывов в массиве накапливаются дефекты, то это должно быть поводом для снижения удельного расхода ВВ для последующих взрывов. С увеличением напряженно-деформированного состояния (НДС) массива  $q$  уменьшается на 17%.

Для определения влияния уровня напряженности среды на характер разрушения и степень дробления проведены экспериментальные работы при различной степени нагружения образцов из оргстекла [6], песчано-цементных блоках и др. Статическая нагрузка создавалась гидравлическим прессом от 2000 до 5·10 в 4Н. При площади грани 7,2 см<sup>2</sup> напряжения изменялись от 3 до 70 МПа при временном сопротивлении сжатию оргстекла 100 МПа, т.е. коэффициент напряженности изменялся соответственно от 0,03, 0,1, 0,2 и до 0,7. После взрывания зарядами 75, 100, 200 мг, т.е. при  $q=3, 3,6$  и  $5,1$  мг/см<sup>3</sup> определялся грансостав. Установлено, что:

1. Интенсивность НДС среды ухудшает ее разрушаемость, поскольку трещины распространяются в направлении сжимающих напряжений;
2. В случае перенапряжения, т.е. при коэффициенте 0,6 и более наблюдается увеличение интенсивности разрушения.

Следовательно, существует некоторый оптимум напряженности, влияющий на результат дробления.

В институте АрмНИИПРОЦВЕТМЕТ на ударном копре было проверено изменение механических характеристик образцов медно-

молибденовых руд при сбрасывании на них груза с различной высоты. Поскольку энергия удара изменялась так, чтобы в образцах не появлялось трещин, то они все нагружались с различной интенсивностью. Установлено, что после такого нагружения имеется прямая связь между прочностью и энергией удара.

Эксперименты по многократному взрывному нагружению образцов железистых кварцитов, выполненные в ИПКОНе РАН РФ путем одного и трехкратного нагружения при неизменной общей энергии показали, что при этом увеличивается доля выхода мелких фракций, видимо, имеет место явление, соответствующее эффекту КЗВ.

В работе В.Н. Родионова, когда образцы из канифоли подвергались нагружению с различными скоростями, в результате оказалось, что при высоких скоростях нагружения мелких фракций также было больше.

Повышение качества дробления горного массива происходит путем увеличения времени действия взрыва на массив, возникновения дополнительных открытых плоскостей, соударения горных пород при взрыве и большей целостности тыльной части массива в сравнении с мгновенным взрыванием. Эта цель достижима только при правильно рассчитанных параметрах сетки бурения скважин, интервале замедлений с учетом остаточного напряжения.

Разрушение горных пород при однорядном взрывании: при взрыве первого заряда процесс разрушения массива идентичен разрушению его взрывом одиночного заряда. Призма выброса оказывается раздробленной по итогу действия волн напряжений, также происходит сдвигение призмы выброса под действием остаточного давления газообразных продуктов взрыва.

Несмотря на то, что давление газов к этому моменту в скважине уменьшается, оно продолжает действовать на горный массив, который находится в сложном напряженном состоянии в области первого и соседнего заряда. Взрыв второго заряда вызывает еще более сложное напряженное состояние массива, по причине того, что в этом случае растет напряженность массива, под действием взрыва предыдущего заряда и повышается разрушение за счет отраженной волны напряжения от вновь образованных открытых поверхностей.

Интенсивность дробления увеличивается за счет передачи некоторой энергии взрыва второго заряда в участок массива, разрушаемый первым зарядом, приводящему к увеличению продолжительности действия волн напряжений на массив. При разновременном взрывании соседних зарядов происходит соударение и, как результат, дополнительное дробление горных пород.

Как было установлено выше, для условий месторождения радиус зоны упругопластических деформаций  $R_2 = 9,9$  м, т.е. ЛНС необходимо принимать равным 9,9 м, что позволит получить необходимое напряжение массива и соответственно качественное дробление отбитой руды.

#### 4 ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ

Для проверки влияния технологии создания предварительного напряженного состояния на показатели взрыва были проведены опытно-промышленные взрывы на месторождении Аяк-Коджан, на блоках: № 03-08 горизонт +407-395м; № 03-10 горизонт +445-435м; № 03-05 горизонт +450-445м. Для сравнения результатов опытно-промышленных взрывов, сперва были проведены взрывные работы при применяемой технологии, всего было проведено 6 взрывов, в т.ч. три взрыва при применяемой технологии и 3 взрыва с созданием предварительного напряженного состояния массива. В ходе проведения испытаний были проведены буровзрывные работы с изменением параметров буровзрывных работ с целью определения оптимальных значений для повышения эффективности отбойки с созданием напряженного состояния массива. Расчеты параметров буровзрывных работ и проекты приведены в приложениях 1-16. Гранулометрический состав взорванной горной массы был определен с использованием программного комплекса K-Mine Granules (производства компании K-Mine, Кривой Рог, Украина) для определения гранулометрического состава взорванных горных пород и оценки качества буровзрывных работ во время экскавации горной массы.

Первый базовый взрыв при применяемой технологии был произведен в породном блоке со штатно применяемой сеткой 4\*4м без бурения дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве. Объем блока – 6420м<sup>3</sup>. Диаметр скважин – 165 мм. Количество скважин – 49 шт; средняя глубина скважин - 9,27 м. Объем бурения составил – 454,3 п.м. Скважины заряжались по штатной технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска -1,5 кг, величина забойки – 20% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 7632,24 кг, удельный расход - 1,19 кг/м<sup>3</sup>. Выход с 1 п.м. скважины - 14,13 м<sup>3</sup>/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 0,8%. Завышения по подошве не обнаружены. Заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы увеличилась на 10% по причине хорошего дробления горной массы.

Первый экспериментальный взрыв с созданием предварительного напряженного состояния в массиве был произведен в породном блоке со штатно применяемой сеткой 4\*4м с бурением дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве, в количестве – 14 шт. Объем блока – 3372 м<sup>3</sup>. Диаметр скважин – 165 мм. Количество скважин – 60; средняя глубина скважин – 5,1 м. Объем бурения составил – 305,8 п.м. Скважины заряжались по следующей технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска -1,5 кг. Величина забойки в штатных скважинах – 20% глубины скважины, в экспериментальных скважинах – 50% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 4588,11 кг, удельный расход - 1,36 кг/м<sup>3</sup>. Выход с 1 п.м. скважины - 11,03 м<sup>3</sup>/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 0,6%. Завышения по подошве не обнаружены, заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы увеличилась на 10-15% по причине хорошего дробления горной массы.

Второй базовый взрыв при применяемой технологии был произведен в породном блоке с сеткой 4,5\*4,5м без бурения дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве. Объем блока – 21100 м<sup>3</sup>. Диаметр скважин – 165 мм. Количество скважин – 80; средняя глубина скважин - 17,1м. Объем бурения составил – 1352,7 п.м. Скважины заряжались по штатной технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска -1,5 кг, величина забойки – 20% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 22725,36 кг, удельный расход - 1,08 кг/м<sup>3</sup>. Выход с 1 п.м. скважины – 15,60 м<sup>3</sup>/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 1,1%. Завышения по подошве не обнаружены. Заколов на откосе не обнаружено.

Производительность экскаватора при работе на данном блоке – среднеэксплуатационная.

Второй экспериментальный взрыв с созданием предварительного напряженного состояния в массиве был произведен в породном блоке сеткой 4,5\*4,5м с бурением дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве, в количестве – 16 шт. Объем блока – 10701 м<sup>3</sup>. Диаметр скважин – 165 мм. Количество скважин – 70; средняя глубина скважин – 10,67 м. Объем бурения составил – 1352,7 п.м. Скважины заряжались по следующей технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска -1,5 кг. Величина забойки в штатных скважинах – 20% глубины скважины, в экспериментальных скажинах – 50% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 11205,24 кг, удельный расход - 1,05 кг/м<sup>3</sup>. Выход с 1 п.м. скважины - 14,32 м<sup>3</sup>/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – удовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 0,8%. Завышения по подошве не обнаружены. Заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы увеличилась на 10 % по причине хорошего дробления горной массы.

Третий базовый взрыв при применяемой технологии был произведен в породном блоке с сеткой 5\*5м без бурения дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве. Объем блока –8730 м<sup>3</sup>. Диаметр скважин – 165 мм. Количество скважин – 47 шт; средняя глубина скважин – 10,84 м. Объем бурения составил – 509,4 п.м. Скважины заряжались по штатной технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска -1,5 кг, величина забойки – 20% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 7886,97 кг, удельный расход – 0,9 кг/м<sup>3</sup>. Выход с 1 п.м. скважины –17,14 м<sup>3</sup>/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – неудовлетворительное, линия отрыва прослеживается нечетко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 2,4 %. Завышения по подошве обнаружены: V=8 м<sup>3</sup>, L = 1,5-2м. Заколов на откосе не обнаружено.

Производительность экскаватора при работе на данном блоке – ниже среднеэксплуатационной на 12% по причине некачественного дробления горной массы, наличия завышений по подошве.

Третий экспериментальный взрыв с созданием предварительного напряженного состояния в массиве был произведен в породном блоке сеткой 5\*5м с бурением дополнительных скважин для создания предварительного напряжения в массиве, в количестве – 13 шт. Объем блока – 7134 м<sup>3</sup>. Диаметр скважин – 165 мм. Количество скважин – 48 шт; средняя глубина скважин – 8,65 м. Объем бурения составил – 415,2 п.м. Скважины заряжались по следующей технологии: обратное инициирование; в качестве основного ВВ использовался Игдарин ЭГА, патрон-боевик Петроген П, диаметр патрона – 90 мм, навеска -1,5 кг. Величина забойки в штатных скважинах – 20% глубины скважины, в экспериментальных скажинах – 50% глубины скважины. Расход ВВ на блок составил 6397,9 кг, удельный расход – 0,9 кг/м<sup>3</sup>. Выход с 1 п.м. скважины - 17,18 м<sup>3</sup>/п.м.

В результате визуального осмотра блока качество дробления – неудовлетворительное, линия отрыва прослеживается четко, во время экскавации отработанного блока выход негабаритных кусков горной массы составил 1,9 %. Завышения по подошве обнаружены: V=4 м<sup>3</sup>, L = 1-1,2 м. Заколов на откосе не обнаружено.

При работе экскаватора на данном блоке скорость погрузки горной массы в автосамосвалы снизилась на 9 % по причине некачественного дробления горной массы, наличия завывшений по подошве. Результаты проведенных буровзрывных работ приведены в сравнительной таблице 4.1

Таблица 4.1 - Сравнительная таблица результатов проведенных буровзрывных работ

<b>№ взрыва</b>	<b>Объем горной массы, м3</b>	<b>Сетка бурения</b>	<b>Средняя глубина скважин, м</b>	<b>Кол-во скважин</b>	<b>Объем бурения, п.м.</b>	<b>Расход ВВ, кг</b>	<b>Уд.расход ВВ, кг/м3</b>	<b>Выход негабаритов, %</b>
1 базовый	6420	4*4	9,27	49	454,30	7632,24	1,19	0,8
1 экспериментальный	3372	4*4	5,1	60	305,80	4588,11	1,36	0,6
2 базовый	21100	4,5*4,5	17,1	80	1352,7	22725,36	1,08	1,1
2 экспериментальный	10701	4,5*4,5	10,67	70	747,20	11205,24	1,05	0,8
3 базовый	8730	5*5	10,84	47	509,4	7886,97	0,90	2,4
3экспериментальный	7134	5*5	8,65	48	415,20	6397,90	0,90	1,9

По результатам проведенных опытных взрывов, можно сделать вывод, что наилучшее качество дробления было достигнуто при первом экспериментальном взрыве при сетке бурения 4\*4м и использовании дополнительных скважин для создания дополнительного напряжения массива. Выход негабаритных кусков горной массы составил 0,6 %. Однако при данном взрыве было зафиксировано наибольшее значение удельного расхода ВВ – 1,36 кг/м<sup>3</sup>. Наиболее оптимальные параметры с экономической точки зрения были достигнуты при втором экспериментальном взрыве. При выходе негабаритов, равным 0,8%, удельный расход ВВ составил – 1,05 кг/м<sup>3</sup>. Также стоит учесть повышение скорости экскавации на 10 %.

Обработкой данных опытно-промышленных взрывов были получены изменения выхода негабаритных кусков и удельного расхода ВВ от ЛНС при взрыве применяемой и предлагаемой технологиях (рисунок 4.1).

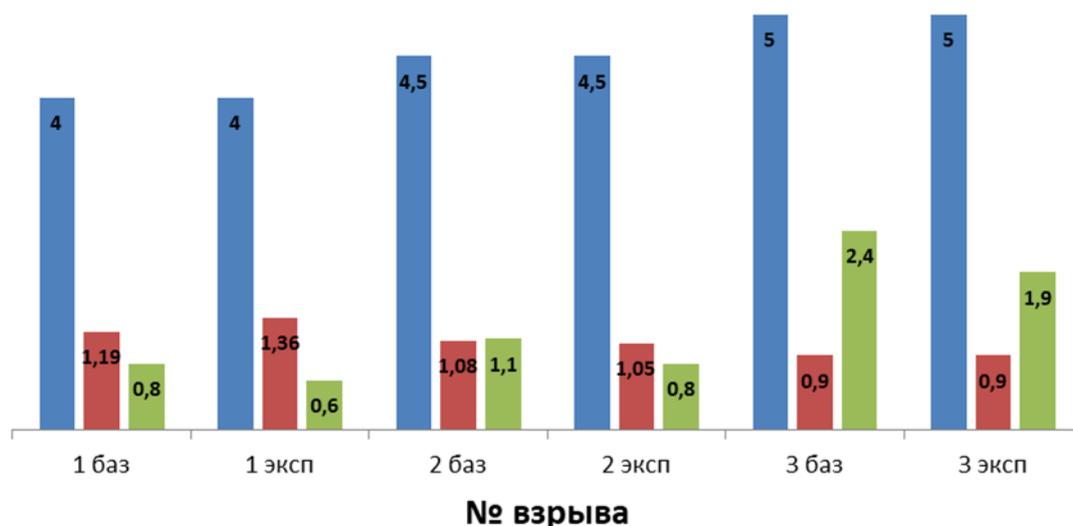


Рисунок 4.1 - Изменения удельного расхода ВВ и выхода негабаритных кусков от ЛНС

■ - ЛНС, м ■ - выход негабаритных кусков, %; ■ - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>

## 5 ОЖИДАЕМЫЙ ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ

Наиболее оптимальные параметры с экономической точки зрения были достигнуты при втором экспериментальном взрыве. При выходе негабаритов, равным 0,8%, удельный расход ВВ составил – 1,05 кг/м<sup>3</sup>. Также стоит учесть повышение скорости экскавации на 10 %.

Объем бурения при взрывных работах на экспериментальном блоке с расширенной сеткой бурения и добавочными скважинами составил 747,20 п.м. При применении штатной сетки бурения скважин при аналогичных условиях объем бурения составил бы 749 п.м – то есть расходы на бурение практически не меняются.

Расход ВВ при взрывных работах на экспериментальном блоке с расширенной сеткой бурения и добавочными скважинами составил 11205,24 кг. При применении штатной сетки бурения скважин при аналогичных условиях расход ВВ составил бы 12145,35 кг. Экономия ВВ – 7,74% за счет расширения сетки бурения скважин до 4,5\*4,5м и уменьшением массы заряда в экспериментальных скважинах на 30%.

Опытные взрывы проводились с применением ВВ – Игдарин ЭГА. Расходы данного ВВ по месторождению «Аяк-Коджан» за второе полугодие 2020 года составили 1097544 кг (данные ТОО «НПП Интеррин»). Цена на данное ВВ – 142,32 тг/кг (данные ТОО «НПП Интеррин»).

Таблица 5.1 – Экономия по ВВ

Цена Игдарин ЭГА, тг/кг	Расходы Игдарин ЭГА (2-ое полугодие 2020 года) кг	Стоимость Игдарин ЭГА (2-ое полугодие 2020 года), тг	Экономия Игдарин ЭГА, %	Экономия Игдарин ЭГА, за аналогичный период, кг	Экономия Игдарин ЭГА, за аналогичный период, тг
142,32	1 097 544	156202462,08	7,74	84949,9	12 090 070,56

Допустимый выход негабарита для месторождения «Аяк-Коджан» принят - 4%. В результате второго экспериментального взрыва выход негабарита составил 0,8%.

Фактический объем отбитой горной массы за 2020 год – 2479440,9 м<sup>3</sup> (данные «НПП Интеррин»).

Таблица 5.2 – Затраты на вторичное дробление при допустимом выходе негабаритов

Объем отбитой горной массы, м <sup>3</sup>	Допустимый выход негабарита), %	Объем горной массы, требующий вторичного дробления м <sup>3</sup>	Средняя себестоимость на вторичное дробление негабаритов, тг/м <sup>3</sup>	Затраты на вторичное дробление, при Рн равным 4%, тг
2479440,9	4	99177,6	4000	396710400

Таблица 5.3 – Затраты на вторичное дробление при фактическом выходе негабаритов

Объем отбитой горной массы, м <sup>3</sup>	Фактический выход негабарита), %	Объем горной массы, требующий вторичного дробления м <sup>3</sup>	Средняя себестоимость на вторичное дробление негабаритов, тг/м <sup>3</sup>	Затраты на вторичное дробление, при Рн равным 1%, тг
2479440,9	1	24794,409	4000	99177636

Таблица 5.4 – Затраты на вторичное дробление при выходе негабаритов, полученном в результате экспериментального взрыва

Объем отбитой горной массы, м <sup>3</sup>	Выход негабарита, полученный в результате экспериментального взрыва, %	Объем горной массы, требующий вторичного дробления м <sup>3</sup>	Средняя себестоимость на вторичное дробление негабаритов, тг/м <sup>3</sup>	Затраты на вторичное дробление, при Рн равным 0,8%
2479440,9	0,8	19835,5	4000	79342108,8

При выходе негабарита, равным 0,8%, экономия на вторичное дробление по сравнению с фактическими затратами за 2020 год составила бы 19835527,2 тенге

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проведенных исследований и обработки данных можно сделать следующие выводы:

1. Качество дробления горных пород оказывает влияние на экономические показатели всех основных технологических процессов горнодобывающих предприятий, причем это влияние для различных технологических процессов различно.

2. Для повышения качества дробления горных пород предложена технология создания предварительного напряженного состояния массива, суть которой заключается в бурении дополнительного ряда зарядных скважин, причем мощность взрыва дополнительных скважин не должна превышать предел прочности разрушаемых горных пород. ЛНС скважин определяется для каждого случая отдельно с учетом горно-геологических условий месторождения и радиусов зон. Расстояние до дополнительного ряда скважин и расстояние между скважинами выбирается с учетом ЛНС первого ряда скважин и все отбойные скважины по поверхности должны быть равноудалены от этих скважин.

3. С учетом горно-геологических условий отбиваемого массива и параметров скважин определены зоны действия взрывной волны и соответственно расстояние до ряда скважин для создания напряженного состояния и расстояние между этими скважинами. Для условий исследуемого месторождения это расстояние составляет 9,9 м.

4. Для проверки технологии создания предварительного напряженного состояния на показатели взрыва были проведены опытно-промышленные взрывы на месторождении Аяк-Коджан, на блоках: № 03-08 горизонт +407-395м; № 03-10 горизонт +445-435м; № 03-05 горизонт +450-445м. Для сравнения результатов опытно-промышленных взрывов, сперва были проведены взрывные работы при применяемой технологии, всего было проведено 6 взрывов, в т.ч. три взрыва при штатно применяемой технологии и 3 взрыва с созданием предварительного напряженного состояния массива.

5. По результатам проведенных опытных взрывов наилучшее качество дробления было достигнуто при сетке бурения 4\*4м и использовании дополнительных скважин для создания дополнительного напряжения массива. Выход негабаритных кусков горной массы составил 0,6 %. Однако при данном взрыве было зафиксировано наибольшее значение удельного расхода ВВ – 1,36 кг/м<sup>3</sup>. Наиболее оптимальные параметры с экономической точки зрения были достигнуты при экспериментальном взрыве с параметрами 4,5\*4,5м, выход негабарита составил 0,8%, удельный расход ВВ – 1,05 кг/м<sup>3</sup>, что привело к повышению скорости экскавации на 10 %.

6. Получены зависимости выхода негабаритных кусков и удельного расхода ВВ от ЛНС при взрыве применяемой и предлагаемой технологиях. Ожидаемый экономический эффект составил 1983527,2 тенге на 2479440,9 м<sup>3</sup> горной массы.

## ПЕРЕЧЕНЬ ТЕРМИНОВ И СОКРАЩЕНИЙ

- БВР – буровзрывные работы;
- ВР – взрывные работы;
- ЛНС – линия наименьшего сопротивления;
- НСВ - неэлектрическая система взрывания;
- ВВ – взрывчатое вещество;
- ГКР – горно-капитальные работы;
- КЗВ - короткозамедленное взрывание;

*Массив горных пород* – это толща горных пород земной коры, имеющих определённый состав и структуру, отличающие её от других толщ горных пород.

*Линия наименьшего сопротивления* - это кратчайшее расстояние от центра заряда взрывчатого вещества до свободной поверхности.

*Массовый взрыв* - это процесс одновременного или последовательного (с определённым интервалом времени) взрывания большого количества зарядов ВВ в горных породах.

*Дробление и измельчение* - это процесс разрушения и уменьшения размеров кусков минерального сырья (полезного ископаемого) под действием внешних механических, тепловых, электрических сил, направленных на преодоления внутренних сил сцепления, связывающих между собой частички твёрдого тела.

*Негабарит, негабаритный кусок* - отдельность скального полезного ископаемого или породы, полученная в забое при ведении горных (главным образом буровзрывных) работ, превышающая по размеру кондиционный кусок.

*Выход негабарита* - суммарное содержание негабарита в горной массе (%).

*Коэффициент сближения скважин* - показатель, применяемый для оценки уровня риска пересечения стволов скважин, рассчитывается в плоскости, проходящей через прямую кратчайшего расстояния между центрами, равен отношению расстояния между центрами скважин к сумме полуосей соответствующих эллипсов, полученных проекцией эллипсоидов неопределенности на плоскость.

*Удельный расход ВВ (взрывчатого вещества)* - один из главных показателей разрушения вскрышных пород взрывом и характеризуется количеством ВВ (кг), которое требуется для разрушения 1м<sup>3</sup> породы с заданной степенью дробления.

*Скорость детонации* - скорость распространения детонационной волны по заряду взрывчатого вещества.

*Теплота взрыва (удельная энергия)* - количество тепла, выделяемое при взрывчатом превращении 1 моля или 1 кг взрывчатого вещества.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1 Лапшов А. А., Ермолаев А. И., Монахов Е. Д. Обоснование оптимальных для дробления горных пород интервалов замедления при многорядном короткозамедленном взрывании // Материалы Уральской горнопромышленной декады: Научное издание. Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2010. С. 201--203.

2 Молдован Д. В. Управление качеством взрывоподготовки горной массы на карьерах строительных материалов на основе оптимизации параметров БВР : диссертация кандидата технических наук : 25.00.20.- Санкт-Петербург, 2006.- 134 с.

3. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. -М., Недра, 1976, 271 с.

4 Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. 247 с.

5 Тюпин В.Н. Параметры расположения скважинных зарядов в массивах с различной структурой // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1982, № 6. С. 58-61.

6 Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. Учебник для вузов, 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра. 1983. 344 с.

7 В.Н. Родионов. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде. В сб. Взрывное дело 73/30, 1974. М., Недра, с. 66.

8 Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геомеханики. -М.: Недра, 1986. 301 с.

9 Ханукаев А.Н. О физической сущности процессов разрушения горных пород действием взрыва. -М: Из-во АН СССР, 1958.- С. 7-13.

10 Раимжанов Б.Р., Тухташев А.Б. Экспериментальное определение скорости детонации скважинных зарядов ВВ в промышленных условиях // Горный вестник Узбекистана №2 (21), 2005.

11 Г.Д. Козак, В.М. Райкова, Е.И. Алешкина Критические условия распространения и фоторегистрация детонационных процессов. М.: Издательский центр РХТУ им. Д.И. Менделеева, 2005.

12 Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. К расчету параметров волны напряжения при взрыве удлиненного заряда в горных породах. Взрывное дело, Сб. 76/33, М., Недра, 1976.

13 Боровиков В.А., Ванягин И.Ф., Менжулин М.Г., Цирель С.В.. Волны напряжений в обводненном трещиноватом массиве./ Учебное пособие/Ленинград, 1989;

14 Ермолаев И.Ю. Автореферат на соискание уч. ст. к.т.н. дис., СПб, СПбГГИ (ТУ), 1992;

15 Стоянова Т.В., Управление интенсивностью процесса разрушения при отбойке гранита на щебень, Дис. К.т.н., СПб., СПГГИ, 1998;

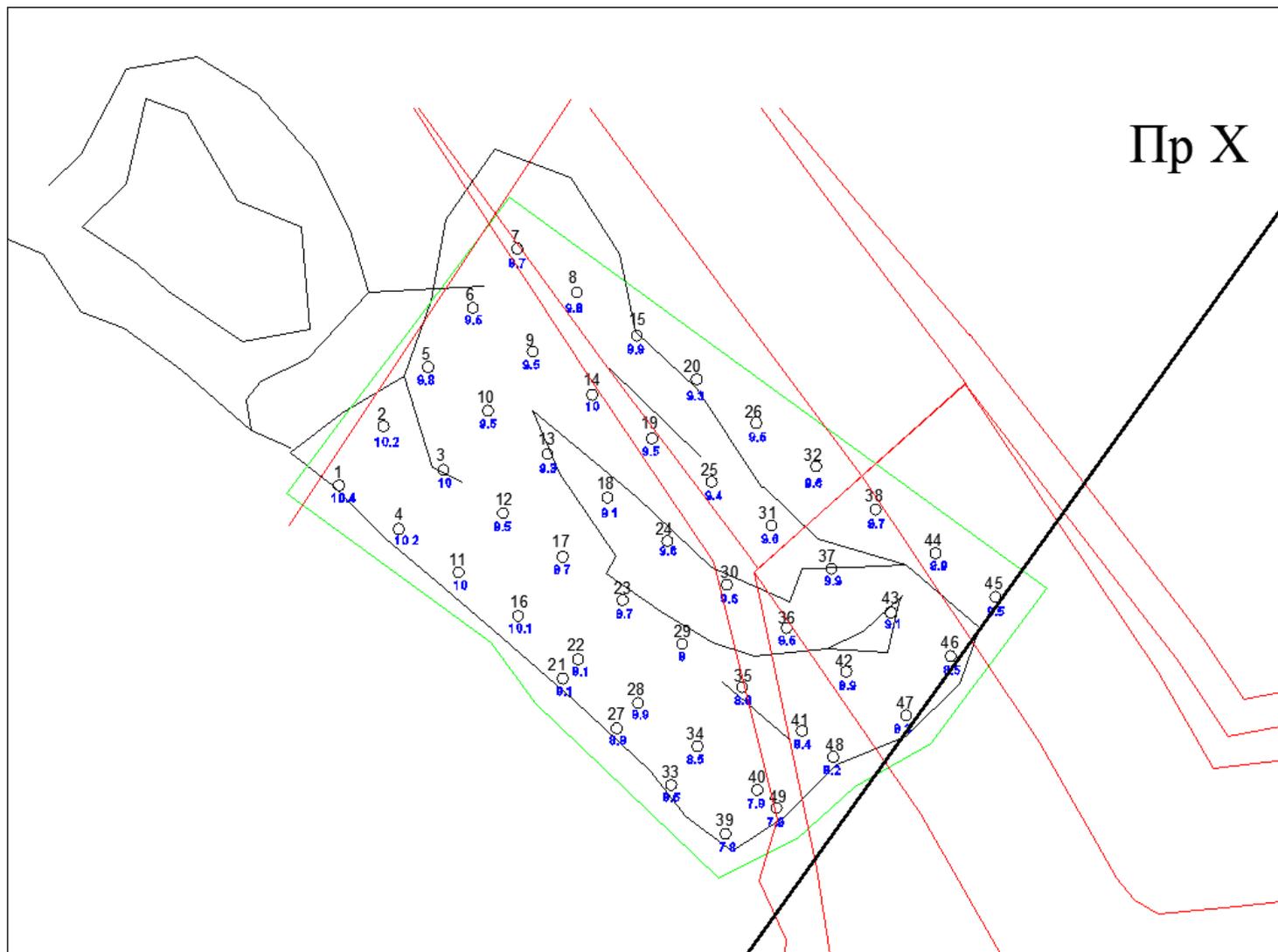
16 Ван Цзи-де. Прикладная теория упругости. М., 1959;

17 Комащенко В.И., Носков В.Ф., Исмаилов Т.Т.. Взрывные работы: учебник для вузов/ - М.: Высшая школа , 2007. – 439 с.;

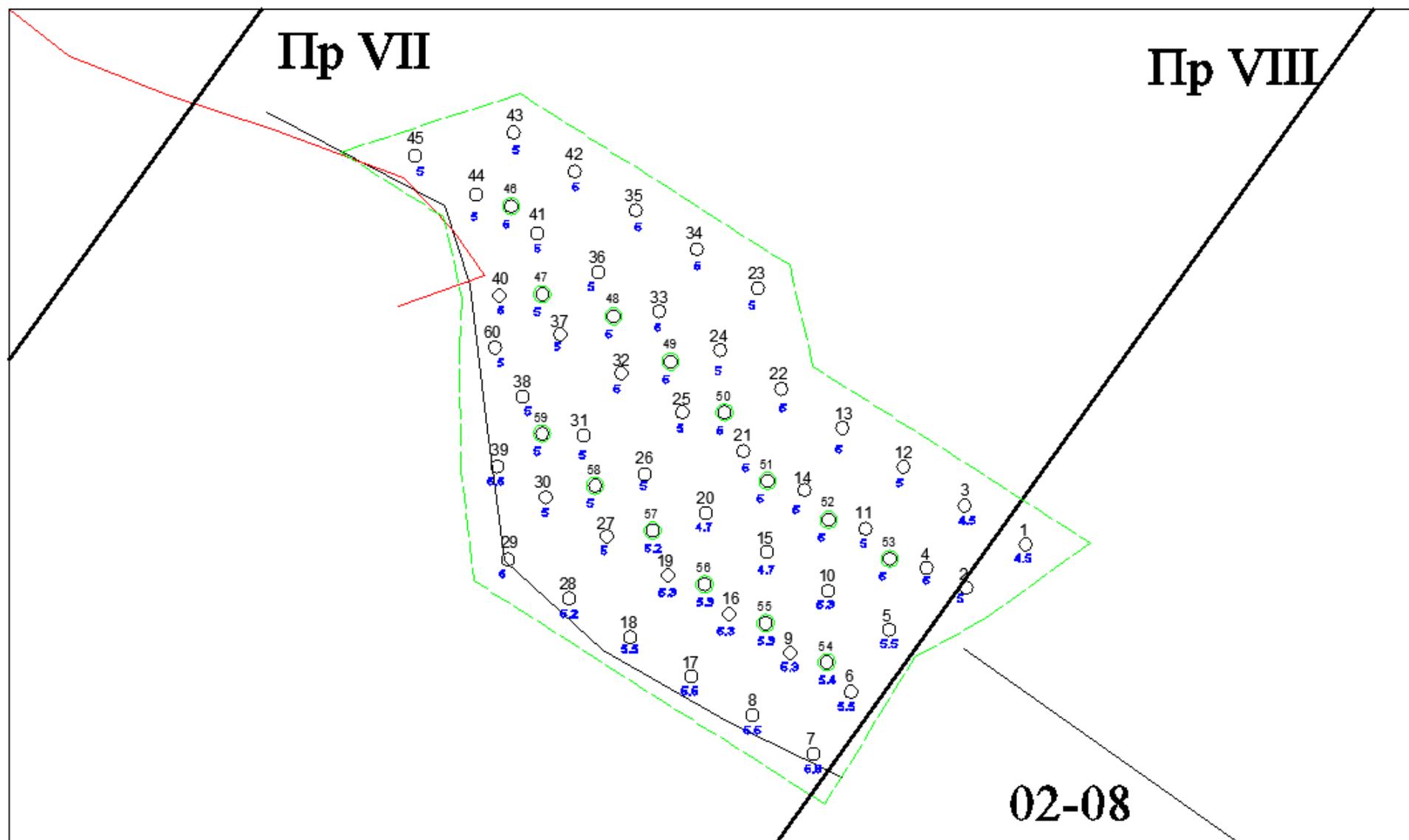
18 Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И., Горно-разведочные и буровзрывные работы. М.: Недра. 1989;

19 Кутузов Б.Н. Взрывные работы. М.: Недра. 1988.

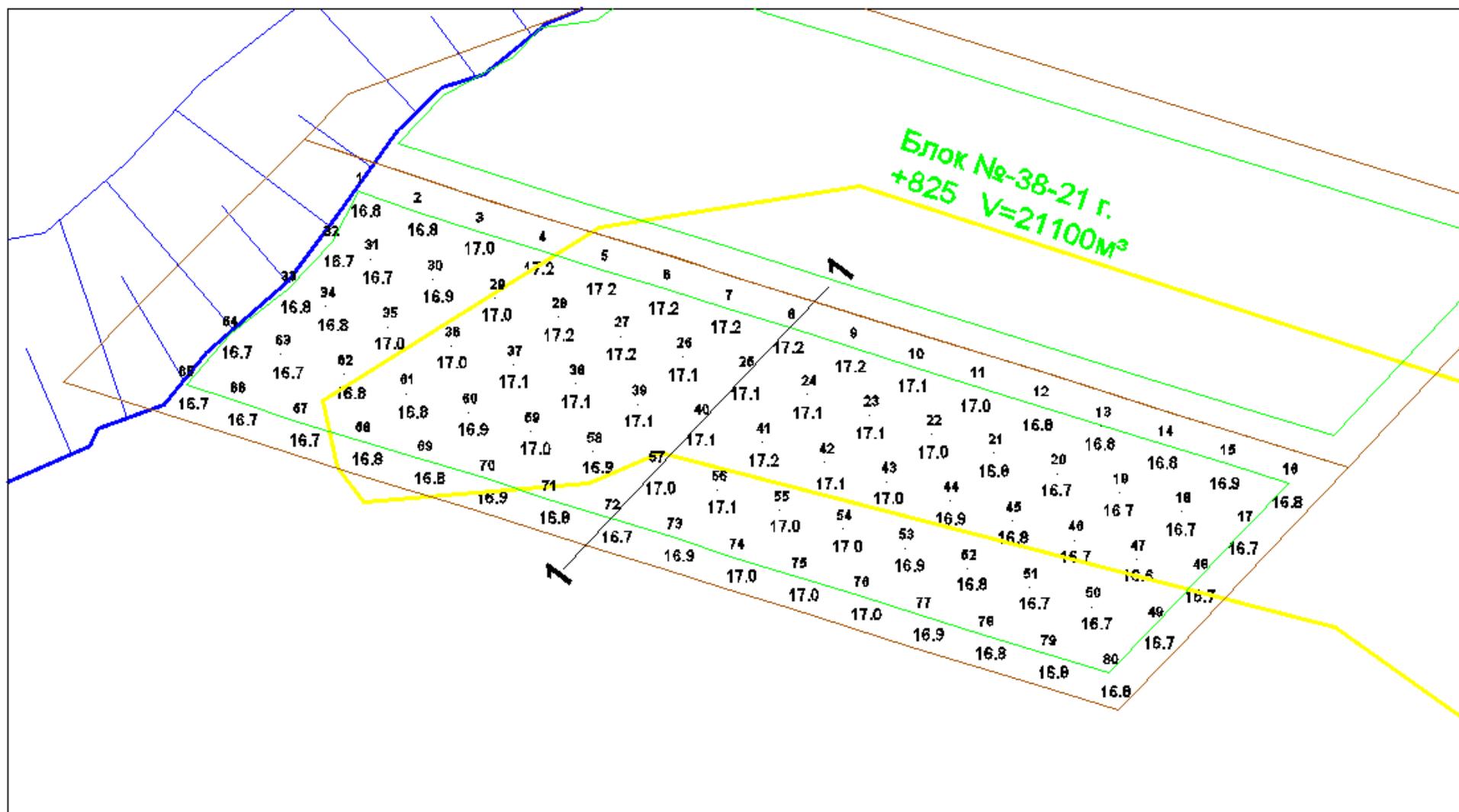
# Приложение 1 - Первый базовый взрыв. Сетка бурения 4,0\*4,0м



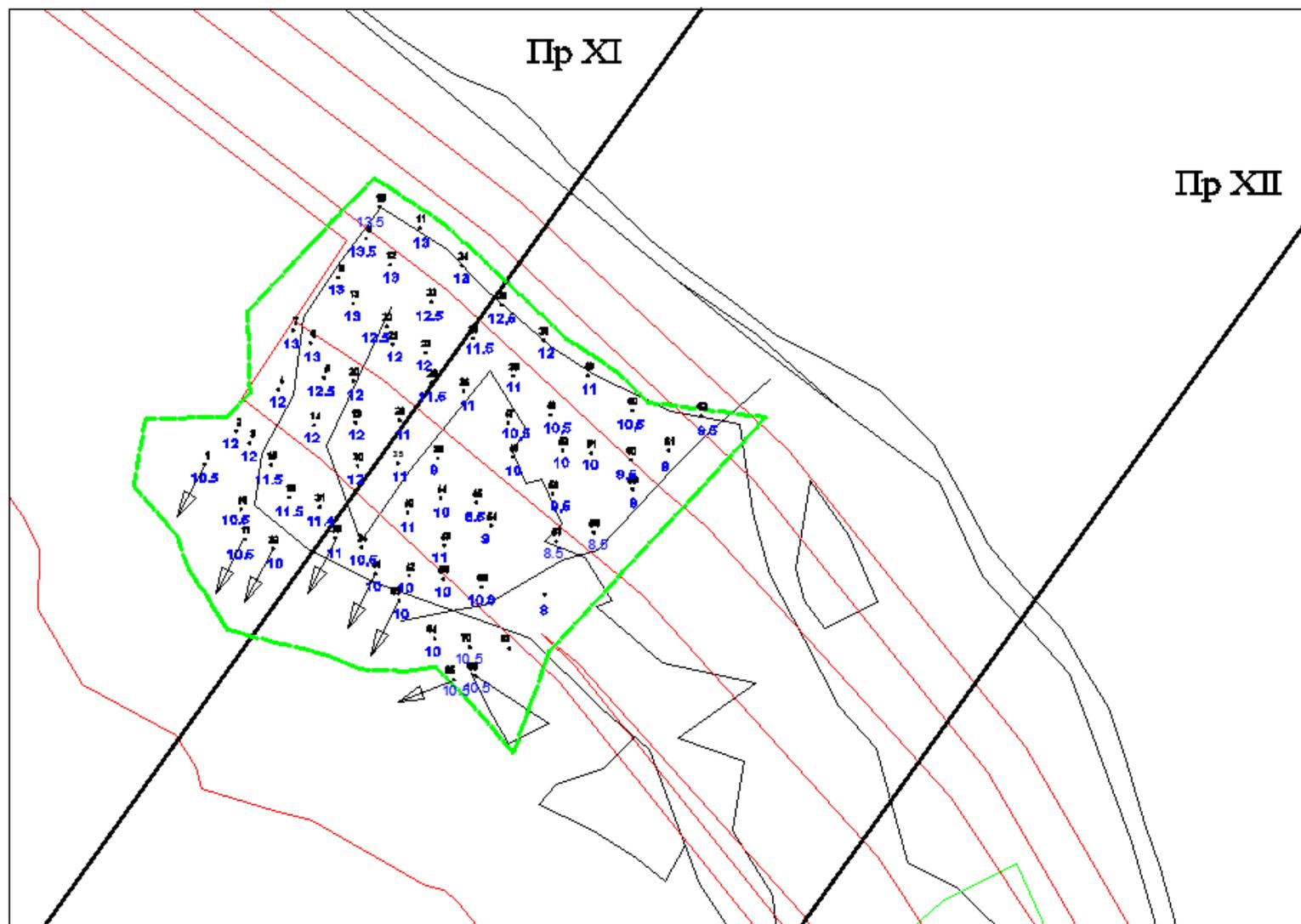
Приложение 2 - Первый экспериментальный взрыв. Сетка бурения 4,0\*4,0м с дополнительными скважинами



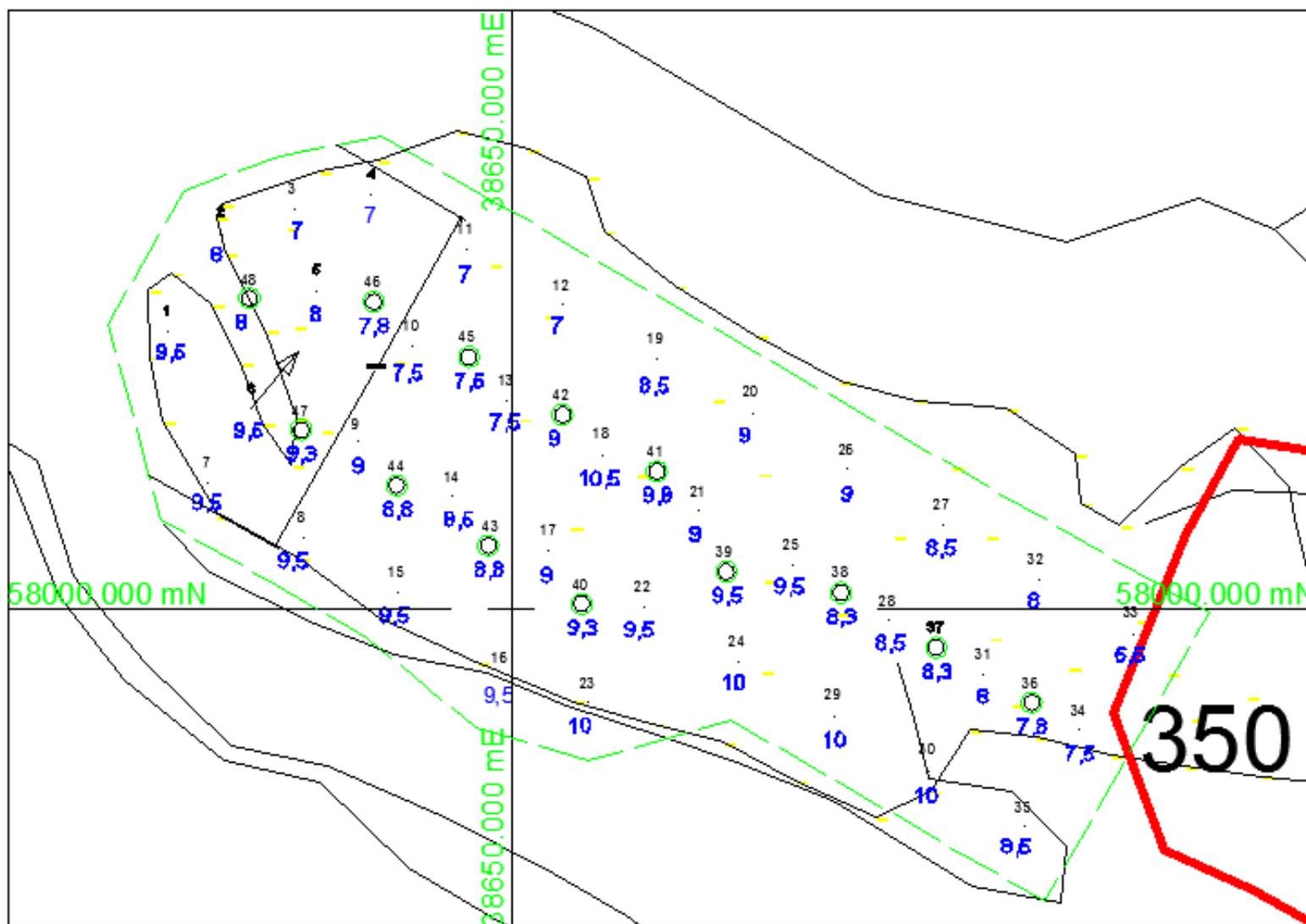
Приложение 3 - Второй базовый взрыв. Сетка бурения 4,5\*4,5м



Приложение 4 - Второй экспериментальный взрыв. Сетка бурения 4,5\*4,5м с дополнительными скважинами



Приложение 5 - Третий базовый взрыв. Сетка бурения 5,0\*5,0м





## Приложение 7 -Расчеты БВР. Первый базовый взрыв. Сетка 4\*4м

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг
1	10,4	2,08	8,32	174,72
2	10,2	2,04	8,16	171,36
3	10,0	2	8	168
4	10,2	2,04	8,16	171,36
5	9,8	1,96	7,84	164,64
6	9,5	1,9	7,6	159,6
7	9,7	1,94	7,76	162,96
8	9,8	1,96	7,84	164,64
9	9,5	1,9	7,6	159,6
10	9,5	1,9	7,6	159,6
11	10,0	2	8	168
12	9,5	1,9	7,6	159,6
13	9,3	1,86	7,44	156,24
14	10,0	2	8	168
15	9,9	1,98	7,92	166,32
16	10,1	2,02	8,08	169,68
17	8,7	1,74	6,96	146,16
18	9,1	1,82	7,28	152,88
19	9,5	1,9	7,6	159,6
20	9,3	1,86	7,44	156,24
21	9,1	1,82	7,28	152,88
22	9,1	1,82	7,28	152,88
23	8,7	1,74	6,96	146,16
24	9,6	1,92	7,68	161,28
25	9,4	1,88	7,52	157,92
26	9,5	1,9	7,6	159,6
27	8,9	1,78	7,12	149,52
28	8,9	1,78	7,12	149,52
29	9,0	1,8	7,2	151,2
30	9,6	1,92	7,68	161,28
31	9,6	1,92	7,68	161,28

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг
32	9,6	1,92	7,68	161,28
33	8,5	1,7	6,8	142,8
34	8,5	1,7	6,8	142,8
35	8,8	1,76	7,04	147,84
36	9,5	1,9	7,6	159,6
37	9,9	1,98	7,92	166,32
38	9,7	1,94	7,76	162,96
39	7,8	1,56	6,24	131,04
40	7,9	1,58	6,32	132,72
41	8,4	1,68	6,72	141,12
42	8,9	1,78	7,12	149,52
43	9,1	1,82	7,28	152,88
44	9,9	1,98	7,92	166,32
45	9,5	1,9	7,6	159,6
46	8,5	1,7	6,8	142,8
47	8,3	1,66	6,64	139,44
48	8,2	1,64	6,56	137,76
49	7,9	1,58	6,32	132,72
<b>Итого</b>	<b>454,3</b>			<b>7632,24</b>

<b>Итого ВВ, кг</b>	<b>7632,24</b>
---------------------	----------------

<b>Итого БУР, п.м</b>	<b>454,30</b>
-----------------------	---------------

<b>Объем горной массы, м3</b>	<b>6420</b>
-------------------------------	-------------

<b>Уд.расход, кг/м3</b>	<b>1,19</b>
-------------------------	-------------

<b>Выход с 1 п.м. скважины, м3/п.м</b>	<b>14,13</b>
--	--------------

**Приложение 8 - Расчеты БВР. Первый экспериментальный взрыв. Сетка 4\*4м**

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг	№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг	
1	4,5	0,9	3,6	72	25	5,0	1	4,0	80	
2	5,0	1	4,0	80	26	5,0	1	4,0	80	
3	4,5	0,9	3,6	72	27	5,0	1	4,0	80	
4	5,0	1	4,0	80	28	5,2	1,04	4,2	83,2	
5	5,5	1,1	4,4	88	29	6,0	1,2	4,8	96	
6	5,5	1,1	4,4	88	30	5,0	1	4,0	80	
7	5,8	1,16	4,6	92,8	31	5,0	1	4,0	80	
8	5,5	1,1	4,4	88	32	5,0	1	4,0	80	
9	5,3	1,06	4,2	84,8	33	5,0	1	4,0	80	
10	5,3	1,06	4,2	84,8	34	5,0	1	4,0	80	
11	5,0	1	4,0	80	35	5,0	1	4,0	80	
12	5,0	1	4,0	80	36	5,0	1	4,0	80	
13	5,0	1	4,0	80	37	5,0	1	4,0	80	
14	5,0	1	4,0	80	38	5,0	1	4,0	80	
15	4,7	0,94	3,8	75,2	39	5,5	1,1	4,4	88	
16	5,3	1,06	4,2	84,8	40	5,0	1	4,0	80	
17	5,5	1,1	4,4	88	41	5,0	1	4,0	80	
18	5,5	1,1	4,4	88	42	5,0	1	4,0	80	
19	5,3	1,06	4,2	84,8	43	5,0	1	4,0	80	
20	4,7	0,94	3,8	75,2	44	5,0	1	4,0	80	
21	5,0	1	4,0	80	45	5,0	1	4,0	80	
22	5,0	1	4,0	80	60	5,0	1	4,0	80	
23	5,0	1	4,0	80	<b>Итого</b>	<b>234,6</b>			<b>3753,6</b>	
24	5,0	1	4,0	80	<b>Экспериментальные скважины</b>					
					№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА, кг	Игдарин ЭГА(-30%),кг
					46	5,0	1	4	80	56,00
					47	5,0	1	4	84	58,80
					48	5,0	1	4	84	58,80
					49	5,0	1	4	84	58,80
					50	5,0	1	4	84	58,80
					51	5,0	1	4	84	58,80
					52	5,0	1	4	84	58,80
					53	5,0	1	4	84	58,80
					54	5,4	1,08	4,32	90,72	63,50
					55	5,3	1,06	4,24	89,04	62,33
					56	5,3	1,06	4,24	89,04	62,33
					57	5,2	1,04	4,16	87,36	61,15

<b>Итого ВВ, кг</b>	<b>4588,11</b>
<b>Итого БУР, п.м</b>	<b>305,80</b>
<b>Объем горной массы,м3</b>	<b>3372</b>
<b>Уд.расход, кг/м3</b>	<b>1,36</b>
<b>Выход с 1 п.м. скважины, м3/п.м</b>	<b>11,03</b>

58	5,0	1	4	84	58,80
59	5,0	1	4	84	58,80
<b>ИТОГО</b>	<b>71,2</b>				<b>834,51</b>

### Приложение 9 - Расчеты БВР. Второй базовый взрыв. Сетка 4,5\*4,5м

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг
1	16,8	3,36	13,44	282,24
2	16,8	3,36	13,44	282,24
3	17,0	3,4	13,6	285,6
4	17,2	3,44	13,76	288,96
5	17,2	3,44	13,76	288,96
6	17,2	3,44	13,76	288,96
7	17,2	3,44	13,76	288,96
8	17,2	3,44	13,76	288,96
9	17,2	3,44	13,76	288,96
10	17,1	3,42	13,68	287,28
11	17,0	3,4	13,6	285,6
12	16,8	3,36	13,44	282,24
13	16,8	3,36	13,44	282,24
14	16,8	3,36	13,44	282,24
15	16,9	3,38	13,52	283,92
16	16,8	3,36	13,44	282,24
17	16,7	3,34	13,36	280,56
18	16,7	3,34	13,36	280,56
19	16,7	3,34	13,36	280,56
20	16,7	3,34	13,36	280,56
21	16,8	3,36	13,44	282,24
22	17,0	3,4	13,6	285,6
23	17,1	3,42	13,68	287,28
24	17,1	3,42	13,68	287,28
25	17,1	3,42	13,68	287,28
26	17,1	3,42	13,68	287,28
27	17,2	3,44	13,76	288,96
28	17,2	3,44	13,76	288,96
29	17,0	3,4	13,6	285,6
30	16,9	3,38	13,52	283,92
31	16,7	3,34	13,36	280,56
32	16,7	3,34	13,36	280,56
33	16,8	3,36	13,44	282,24
34	16,8	3,36	13,44	282,24
35	17,0	3,4	13,6	285,6

41	17,2	3,44	13,76	288,96
42	17,1	3,42	13,68	287,28
43	17,0	3,4	13,6	285,6
44	16,9	3,38	13,52	283,92
45	16,8	3,36	13,44	282,24
46	16,7	3,34	13,36	280,56
47	16,6	3,32	13,28	278,88
48	16,7	3,34	13,36	280,56
49	16,7	3,34	13,36	280,56
50	16,7	3,34	13,36	280,56
51	16,7	3,34	13,36	280,56
52	16,8	3,36	13,44	282,24
53	16,9	3,38	13,52	283,92
54	17,0	3,4	13,6	285,6
55	17,0	3,4	13,6	285,6
56	17,1	3,42	13,68	287,28
57	17,0	3,4	13,6	285,6
58	16,9	3,38	13,52	283,92
59	17,0	3,4	13,6	285,6
60	16,9	3,38	13,52	283,92
61	16,8	3,36	13,44	282,24
62	16,8	3,36	13,44	282,24
63	16,7	3,34	13,36	280,56
64	16,7	3,34	13,36	280,56
65	16,7	3,34	13,36	280,56
66	16,7	3,34	13,36	280,56
67	16,7	3,34	13,36	280,56
68	16,8	3,36	13,44	282,24
69	16,8	3,36	13,44	282,24
70	16,9	3,38	13,52	283,92
71	16,8	3,36	13,44	282,24
72	16,7	3,34	13,36	280,56
73	16,9	3,38	13,52	283,92
74	17,0	3,4	13,6	285,6
75	17,0	3,4	13,6	285,6
76	17,0	3,4	13,6	285,6

<b>Итого ВВ, кг</b>	<b>22725,36</b>
<b>Итого БУР, п.м</b>	<b>1352,7</b>
<b>Объем горной массы, м3</b>	<b>21100</b>
<b>Уд.расход, кг/м3</b>	<b>1,08</b>
<b>Выход с 1 п.м. скважины, м3/п.м.</b>	<b>15,60</b>

36	17,0	3,4	13,6	285,6	77	16,9	3,38	13,52	283,92
37	17,1	3,42	13,68	287,28	78	16,8	3,36	13,44	282,24
38	17,1	3,42	13,68	287,28	79	16,8	3,36	13,44	282,24
39	17,1	3,42	13,68	287,28	80	16,8	3,36	13,44	282,24
40	17,1	3,42	13,68	287,28	<b>Итого</b>	<b>1352,7</b>			<b>22725,36</b>

## Приложение 10 - Расчеты БВР. Второй экспериментальный взрыв. Сетка 4,5\*4,5м

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг
2	12,0	2,4	9,6	192
4	12,0	2,4	9,6	201,6
6	13,0	2,6	10,4	218,4
7	13,0	2,6	10,4	218,4
8	13,0	2,6	10,4	218,4
9	13,5	2,7	10,8	226,8
10	13,5	2,7	10,8	226,8
11	13,0	2,6	10,4	218,4
12	13,0	2,6	10,4	218,4
13	13,0	2,6	10,4	218,4
14	12,0	2,4	9,6	201,6
15	11,5	2,3	9,2	193,2
16	10,5	2,1	8,4	176,4
20	12,0	2,4	9,6	201,6
21	12,0	2,4	9,6	201,6
23	12,5	2,5	10	210
24	13,0	2,6	10,4	218,4
25	12,5	2,5	10	210
26	11,5	2,3	9,2	193,2
28	11,5	2,3	9,2	193,2
29	11,0	2,2	8,8	184,8
30	12,0	2,4	9,6	201,6
31	11,4	2,28	9,12	191,52
34	10,5	2,1	8,4	176,4
37	12,0	2,4	9,6	201,6
38	11,0	2,2	8,8	184,8
39	9,0	1,8	7,2	151,2
40	11,0	2,2	8,8	184,8
42	10,0	2	8	168
43	11,0	2,2	8,8	184,8
45	8,5	1,7	6,8	142,8
46	10,0	2	8	168
48	10,5	2,1	8,4	176,4
49	11,0	2,2	8,8	184,8
50	10,5	2,1	8,4	176,4
51	10,0	2	8	168
53	9,5	1,9	7,6	159,6
55	10,8	2,16	8,64	181,44
58	8,5	1,7	6,8	142,8
59	9,0	1,8	7,2	151,2
61	9,0	1,8	7,2	151,2

Наклонные скважины				
№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,м
1	10,5	5,25	5,25	105
17	10,5	5,25	5,25	110,25
32	10,0	5	5	105
33	11,0	5,5	5,5	115,5
41	10,0	5	5	105
63	10,0	5	5	105
65	10,5	5,25	5,25	110,25
<b>ИТОГО</b>	<b>72,5</b>			<b>756</b>

Экспериментальные скважины					
№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА, кг	Игдарин ЭГА(-30%),кг
3	12,0	2,4	9,6	192	134,40
5	12,5	2,5	10	210	147,00
18	11,5	2,3	9,2	193,2	135,24
19	12,0	2,4	9,6	201,6	141,12
22	12,5	2,5	10	210	147,00
27	12,0	2,4	9,6	201,6	141,12
35	11,0	2,2	8,8	184,8	129,36
36	11,0	2,2	8,8	184,8	129,36
44	10,0	2	8	168	117,60
47	10,5	2,1	8,4	176,4	123,48
52	10,0	2	8	168	117,60
54	9,0	1,8	7,2	151,2	105,84
56	10,0	2	8	168	117,60
57	8,5	1,7	6,8	142,8	99,96
60	9,5	1,9	7,6	159,6	111,72
70	10,5	2,1	8,4	176,4	123,48
<b>ИТОГО</b>	<b>172,5</b>				<b>2021,88</b>

**Итого ВВ, кг 11205,24**

**Итого БВР, п.м 747,20**

**Объем горной массы,м3 10701**

**Уд.расход, кг/м3 1,05**

**Выход с 1 п.м. скважины, м3/п.м 14,32**

62	9,5	1,9	7,6	159,6
64	10,0	2	8	168
66	10,5	2,1	8,4	176,4
67	8,0	1,6	6,4	134,4
<b>ИТОГО</b>	<b>502,2</b>			<b>8427,36</b>

### Приложение 11 - Расчеты БВР. Третий базовый взрыв. Сетка 5\*5м

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг
1	9,0	1,8	7,2	151,2
2	9,0	1,8	7,2	151,2
3	9,5	1,9	7,6	159,6
5	12,0	2,4	9,6	201,6
6	9,5	1,9	7,6	159,6
7	9,0	1,8	7,2	151,2
8	9,0	1,8	7,2	151,2
9	9,0	1,8	7,2	151,2
10	9,0	1,8	7,2	151,2
11	10,0	2	8	168
13	12,0	2,4	9,6	201,6
15	12,0	2,4	9,6	201,6
16	12,0	2,4	9,6	201,6
17	9,0	1,8	7,2	151,2
18	9,0	1,8	7,2	151,2
19	10,0	2	8	168
20	9,5	1,9	7,6	159,6
21	12,0	2,4	9,6	201,6
22	12,0	2,4	9,6	201,6
25	12,0	2,4	9,6	201,6
27	12,0	2,4	9,6	201,6
28	10,5	2,1	8,4	176,4
29	10,0	2	8	168
30	10,5	2,1	8,4	176,4
31	10,5	2,1	8,4	176,4
32	11,5	2,3	9,2	193,2
33	11,5	2,3	9,2	193,2
35	12,0	2,4	9,6	201,6
37	11,5	2,3	9,2	193,2
38	11,0	2,2	8,8	184,8

Наклонные скважины				
№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,м
4	10,5	5,25	5,25	110,25
12	12,0	6	6	126
14	12,0	6	6	126
23	12,0	6	6	126
24	12,0	6	6	126
26	12,0	6	6	126
34	12,0	6	6	126
36	12,0	6	6	126
44	12,0	6	6	126
<b>Итого</b>	<b>106,5</b>			<b>1118,25</b>

**Итого ВВ, кг 7886,97**

**Итого БУР, п.м 509,4**

**Объем горной массы, м3 8730**

**Уд.расход, кг/м3 0,90**

**Выход с 1 п.м. скважины, м3/п.м. 17,14**

39	11,0	2,2	8,8	184,8
40	11,0	2,2	8,8	184,8
41	6,5	1,3	5,2	109,2
42	11,3	2,26	9,04	189,84
43	10,8	2,16	8,64	181,44
45	12,3	2,46	9,84	206,64
46	12,0	2,4	9,6	201,6
47	12,5	2,5	10	210
<b>Итого</b>	<b>402,9</b>			<b>6768,72</b>

**Приложение 12 - Расчеты БВР.Третий экспериментальный взрыв. Сетка 5-5м**

№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА,кг
1	9,5	1,9	7,6	152
2	8,0	1,6	6,4	134,4
3	7,0	1,4	5,6	117,6
4	7,0	1,4	5,6	117,6
5	8,0	1,6	6,4	134,4
6	9,5	1,9	7,6	159,6
7	9,5	1,9	7,6	159,6
8	9,5	1,9	7,6	159,6
9	9,0	1,8	7,2	151,2
10	7,5	1,5	6	126
11	7,0	1,4	5,6	117,6
12	7,0	1,4	5,6	117,6
13	7,5	1,5	6	126
14	8,5	1,7	6,8	142,8
15	9,5	1,9	7,6	159,6
16	9,5	1,9	7,6	159,6
17	9,0	1,8	7,2	151,2
18	10,5	2,1	8,4	176,4
19	8,5	1,7	6,8	142,8
20	9,0	1,8	7,2	151,2
21	9,0	1,8	7,2	151,2
22	9,5	1,9	7,6	159,6
23	10,0	2	8	168
24	10,0	2	8	168
25	9,5	1,9	7,6	159,6
26	9,0	1,8	7,2	151,2

Экспериментальные скважины					
№ скв	Глубина,м	Забойка,м	Основной заряд,м	Игдарин ЭГА, кг	Игдарин ЭГА(-30%),кг
36	7,8	1,56	6,24	124,8	87,36
37	8,3	1,66	6,64	139,44	97,61
38	8,3	1,66	6,64	139,44	97,61
39	9,5	1,9	7,6	159,6	111,72
40	9,3	1,86	7,44	156,24	109,37
41	9,8	1,96	7,84	164,64	115,25
42	9,0	1,8	7,2	151,2	105,84
43	8,8	1,76	7,04	147,84	103,49
44	8,8	1,76	7,04	147,84	103,49
45	7,5	1,5	6	126	88,20
46	7,8	1,56	6,24	131,04	91,73
47	9,3	1,86	7,44	156,24	109,37
48	8,0	1,6	6,4	134,4	94,08
<b>ИТОГО</b>	<b>112,2</b>				<b>1315,10</b>

**Итого ВВ, кг 6397,90**

**Итого БУР, п.м 415,20**

**Объем горной массы,м3 7134**

**Уд.расход, кг/м3 0,90**

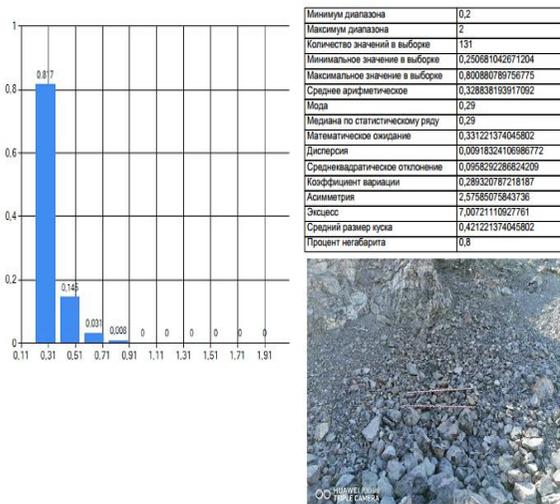
**Выход с 1 п.м. скважины, 17,18**

27	8,5	1,7	6,8	142,8
28	8,5	1,7	6,8	142,8
29	10,0	2	8	168
30	10,0	2	8	168
31	8,0	1,6	6,4	134,4
32	8,0	1,6	6,4	134,4
33	6,5	1,3	5,2	109,2
34	7,5	1,5	6	126
35	8,5	1,7	6,8	142,8
<b>ИТОГО</b>	<b>303,0</b>			<b>5082,8</b>

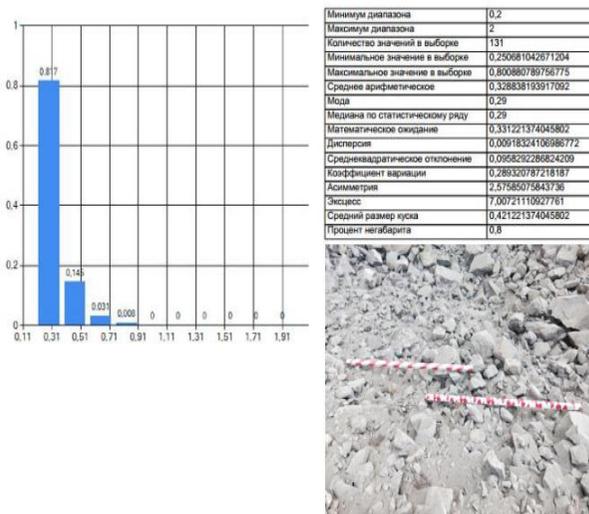
м3/п.м

### Приложение 13 – Анализ гранулометрического состава горной массы. 1 базовый взрыв

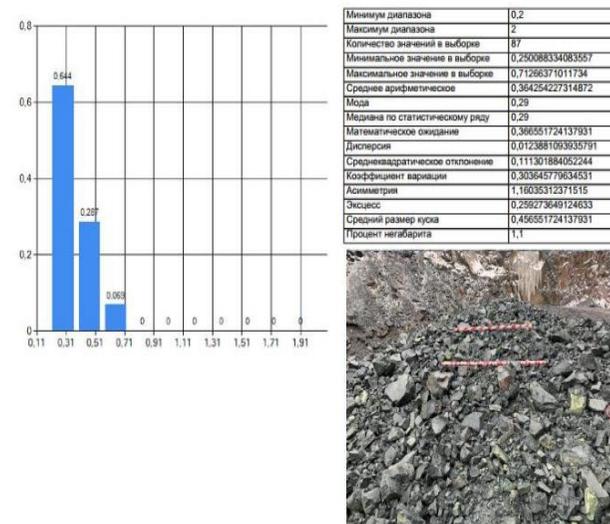
1 базовый взрыв. Данные грансостава. Карьер Аяк-Коджан.



1 базовый взрыв. Данные грансостава. Карьер Аяк-Коджан.

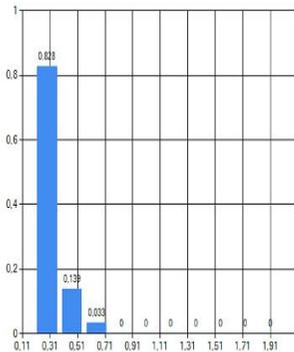


1 базовый взрыв. Данные грансостава. Карьер Аяк-Коджан.



## Приложение 14 - Анализ гранулометрического состава горной массы. 2 базовый взрыв

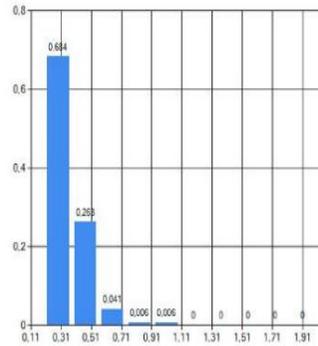
2 базовый взрыв. Данные граностава. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	122
Минимальное значение в выборке	0,250377267599106
Максимальное значение в выборке	0,71172252776337
Среднее арифметическое	0,332718840632282
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,326885245901639
Дисперсия	0,0074034130610051
Среднеквадратическое отклонение	0,0860430883976459
Коэффициент вариации	0,263221082861404
Асимметрия	2,31227377843716
Экцесс	4,61469943158873
Средний размер куска	0,416885245901639
Процент негабарита	0,8



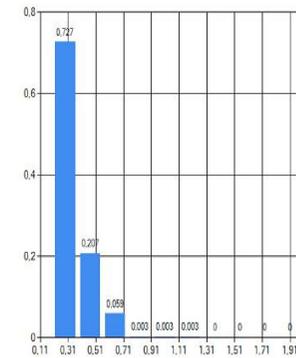
2 базовый взрыв. Данные граностава. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	171
Минимальное значение в выборке	0,250299721956253
Максимальное значение в выборке	1,0090002521515
Среднее арифметическое	0,395339052974132
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,399473684210526
Дисперсия	0,0137418282548476
Среднеквадратическое отклонение	0,117225544378551
Коэффициент вариации	0,326103271331255
Асимметрия	2,0788484813311
Экцесс	5,90061004253024
Средний размер куска	0,449473684210526
Процент негабарита	1,2



2 базовый взрыв. Данные граностава. Карьер Аяк-Коджан.

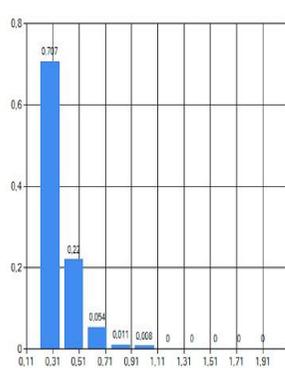


Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	392
Минимальное значение в выборке	0,250040680170059
Максимальное значение в выборке	1,19499778747559
Среднее арифметическое	0,353619520077292
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,353826530612245
Дисперсия	0,0143578066430654
Среднеквадратическое отклонение	0,119824065375305
Коэффициент вариации	0,33865208847293
Асимметрия	2,41038767982892
Экцесс	8,41103083087858
Средний размер куска	0,443826530612245
Процент негабарита	1,3



## Приложение 14 - Анализ гранулометрического состава горной массы. 3 базовый взрыв

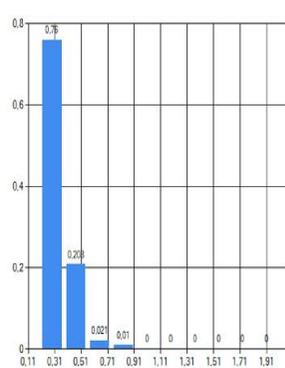
3 базовый взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	636
Минимальное значение в выборке	0,250430136919022
Максимальное значение в выборке	1,0806382894516
Среднее арифметическое	0,361559729623414
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,360582677165354
Дисперсия	0,0163969833219666
Среднеквадратическое отклонение	0,128050706050506
Коэффициент вариации	0,355121624434928
Асимметрия	2,20753014369407
Экцесс	5,78000126288299
Средний размер куска	0,450582677165354
Процент негабарита	2,5



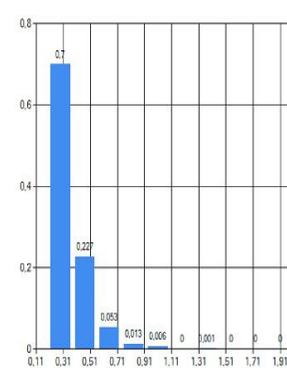
3 базовый взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	96
Минимальное значение в выборке	0,281182019710541
Максимальное значение в выборке	0,794643700122833
Среднее арифметическое	0,34208374196605
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,340625
Дисперсия	0,009924609375
Среднеквадратическое отклонение	0,099622337158892
Коэффициент вариации	0,292469236597106
Асимметрия	2,21520721724393
Экцесс	5,64644300668224
Средний размер куска	0,430625
Процент негабарита	2,1



3 базовый взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.

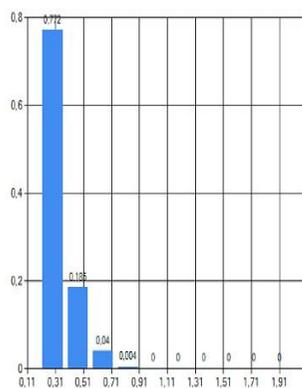


Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	776
Минимальное значение в выборке	0,250165194272965
Максимальное значение в выборке	1,34861719608307
Среднее арифметическое	0,36402712228255
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,362835051546392
Дисперсия	0,0174919624827293
Среднеквадратическое отклонение	0,13225718310447
Коэффициент вариации	0,364510491863435
Асимметрия	2,43654189533595
Экцесс	8,37015486566693
Средний размер куска	0,452835051546392
Процент негабарита	2,7



# Приложение 14 - Анализ гранулометрического состава горной массы. 1 экспериментальный взрыв

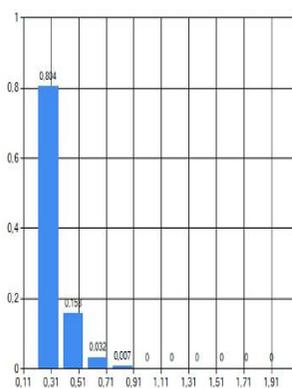
1 экспериментальный взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	276
Минимальное значение в выборке	0,250081151723862
Максимальное значение в выборке	0,741721332073212
Среднее арифметическое	0,338907368589139
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,339565217391304
Дисперсия	0,00975198487712665
Среднеквадратическое отклонение	0,0987521385952054
Коэффициент вариации	0,290819358218915
Асимметрия	2,01012253108789
Экцесс	3,70753045183101
Средний размер куска	0,429565217391304
Процент негабарита	0,7



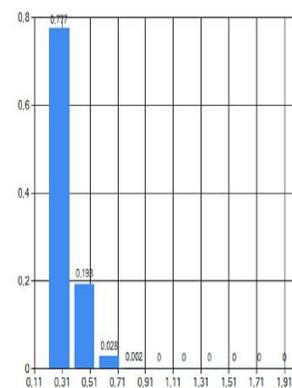
1 экспериментальный взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	285
Минимальное значение в выборке	0,250259160694122
Максимальное значение в выборке	0,872468590736389
Среднее арифметическое	0,333636313572265
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,333578947368421
Дисперсия	0,00635561218836565
Среднеквадратическое отклонение	0,0967244136108648
Коэффициент вариации	0,28995958640051
Асимметрия	2,42377712828257
Экцесс	6,1436583560168
Средний размер куска	0,423578947368421
Процент негабарита	0,7



1 экспериментальный взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.

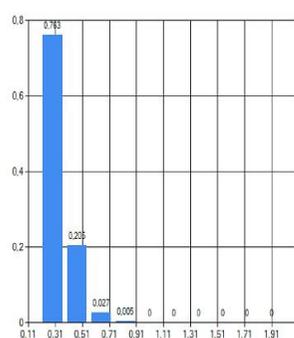


Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	534
Минимальное значение в выборке	0,25014391541481
Максимальное значение в выборке	0,788292467594147
Среднее арифметическое	0,335154840338989
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,335842696629214
Дисперсия	0,00833440222194167
Среднеквадратическое отклонение	0,0912929472738265
Коэффициент вариации	0,271832462608583
Асимметрия	1,95536375741879
Экцесс	3,49552628773346
Средний размер куска	0,429565217391304
Процент негабарита	0,4



## Приложение 15 - Анализ гранулометрического состава горной массы. 2 экспериментальный взрыв

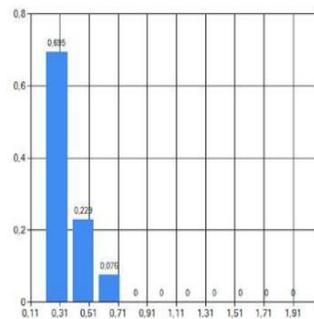
2 экспериментальный взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	443
Минимальное значение в выборке	0,250030060810089
Максимальное значение в выборке	0,889178603204525
Среднее арифметическое	0,336899578840415
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,339164785533047
Дисперсия	0,03909544237188087
Среднеквадратическое отклонение	0,0925126166622936
Коэффициент вариации	0,280726716681505
Асимметрия	1,98897380730103
Экцесс	4,05214475129433
Средний размер куска	0,429164785533047
Процент негабарита	1,1



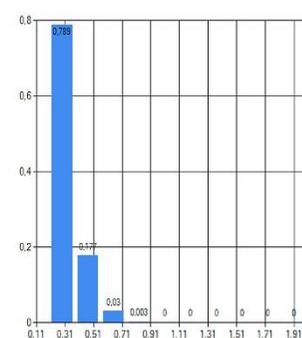
2 экспериментальный взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.



Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	105
Минимальное значение в выборке	0,226050506092334
Максимальное значение в выборке	0,723635071546173
Среднее арифметическое	0,351380133345014
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,358571428571429
Дисперсия	0,0126790591836735
Среднеквадратическое отклонение	0,112151501031745
Коэффициент вариации	0,312713110487097
Асимметрия	1,40211824875281
Экцесс	0,703726626334176
Средний размер куска	0,448571428571429
Процент негабарита	1



2 экспериментальный взрыв. Данные грансооста. Карьер Аяк-Коджан.

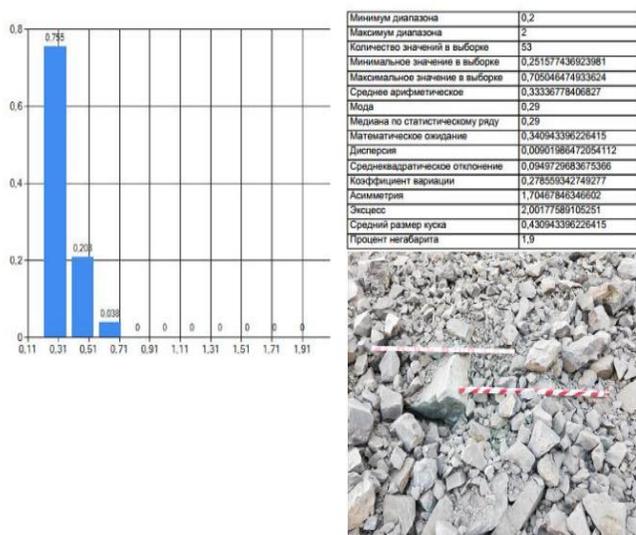


Минимум диапазона	0,2
Максимум диапазона	2
Количество значений в выборке	665
Минимальное значение в выборке	0,250040054321289
Максимальное значение в выборке	0,802919301986694
Среднее арифметическое	0,334912674336045
Мода	0,29
Медиана по статистическому ряду	0,29
Математическое ожидание	0,334300977443609
Дисперсия	0,03855335089603768
Среднеквадратическое отклонение	0,0924843278401107
Коэффициент вариации	0,276575428401644
Асимметрия	2,13016022723352
Экцесс	4,42118814374711
Средний размер куска	0,424300977443609
Процент негабарита	0,3

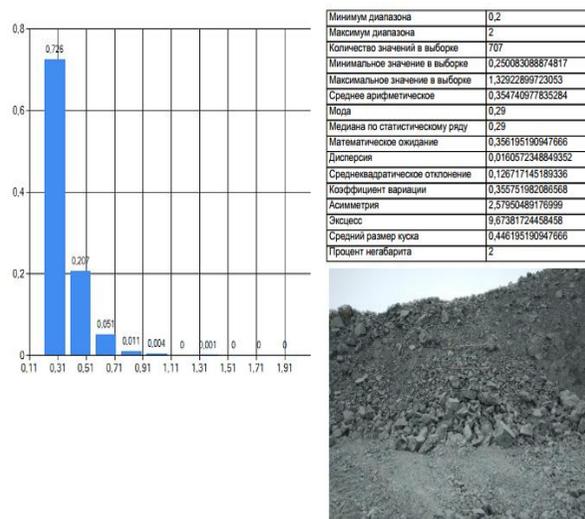


## Приложение 16 - Анализ гранулометрического состава горной массы. 3 экспериментальный взрыв

3 экспериментальный взрыв. Данные грансостава. Карьер Аяк-Коджан.



3 экспериментальный взрыв. Данные грансостава. Карьер Аяк-Коджан.



3 экспериментальный взрыв. Данные грансостава. Карьер Аяк-Коджан.

